

Е. П Р О

Ц И Н К

И

К А Д М И Й

ГОСУДАРСТВЕННОЕ  
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ  
ИЗДАТЕЛЬСТВО

1 р. 50 к.



ОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА НА ЖУРНАЛ

# ОПЫТ ПРЕДПРИЯТИЙ ЦВЕТНОГО МЕТАЛЛОПРОМЫШЛЕННОСТИ

ЕЖЕМЕСЯЧНЫЙ ОРГАН ВСЕСОЮЗНОГО ОБЪЕДИНЕНИЯ „ЦВЕТ-  
МЕТЗОЛОТА“. Ответственный редактор С и м о в о в П. Ф.

**Задачи журнала:** Обмен производственным опытом между предприятиями, стрелительскими и другими единицами, входящими в объединение „Цветметзолото“.

**Программа журнала:** Основное содержание журнала — обмен опытом предприятий и работников предприятий. В частности будет печататься следующий материал: Руководящие статьи по основным вопросам текущего момента в нашей отрасли промышленности; конъюнктурные образы, производство и быт предприятий в очерках. Освещение технического и общехозяйственного опыта мест. Практика массовой общественной работы на предприятиях (ударничество, соц. соревнование, Бюро ИТС, ИТО, радионализаторские и пр. кружки). Кадры. Популяризация технического опыта заграничных.

Журнал рассчитан на производственный актив предприятий — рабочие ударники, мастера, зав. цехами, цеховые инженеры, члены произв. комитетов профсоюзов, участники ВКК и пр. Хозяйственные и проф. работники предприятий. Учащиеся вузов и техникумов.

**Отделы журнала:** 1) Статьи, 2) Очерки, обзоры и фельетоны, 3) Хроника, 4) Пишут с мест, 5) Консультация, 6) Массовая (общественная) работа на предприятиях, 7) „За рубежом“, 8) Библиография.

**ПОДПИСНАЯ ЦЕНА.**

на год . . . 5 р.  
на 6 мес. . 2 р. 50  
Цена отд. ном. — 50

**ГОД ИЗДАНИЯ 2-й**

**ПОДПИСКУ НАПРАВЛЯТЬ:** Периодотделу Книгоцентра ОГИЗ Ленинград, пр. 25-го Октября, 28, или Москва, Ильинка, 3.  
Кроме того подписка принимается: во всех отделениях, магазинах, филиалах и киосках Книгоцентра, уполномоченным снабженными соответствующими удостоверениями, и все почтово-телеграфными учреждениями.



Е. П. Р. О.

669.5

1188

0

# ЦИНК И КАДМИЙ

ПЕРЕВОД С ФРАНЦУЗСКОГО

ПОД РЕДАКЦИЕЙ

Д. М. ЧИЖИКОВА

1944 г.

252877



КНИГОХРАНИЛИЩЕ

ОБЛ. БИБЛИОТЕКИ

1 9 3 / 1

ГОСУДАРСТВЕННОЕ г. СВЕРДЛОВСК

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО

МОСКВА \* ЛЕНИНГРАД

252877



669.5

E. PROST  
ZINC ET CADMIUM

Типография „Печатный Двор“. Ленинград. Гатчинская, 26.

Н.Х-1. Огиз № 40343/м. Ленинградский Областлит № 5589. 13<sup>1</sup>/<sub>4</sub> л. Тираж 10000. Зак. № 216



# СОДЕРЖАНИЕ

## ЦИНК

	Стр.
<b>Введение</b> . . . . .	7
Физические свойства . . . . .	—
Химические свойства . . . . .	—
Влияние посторонних примесей . . . . .	8
Сплавы . . . . .	9
<b>Цинковые руды</b> . . . . .	10
Продажа цинковых руд (13)	
<b>Главные центры добычи руд и производства цинка</b> . . . . .	14
Страны, экспортирующие руду . . . . .	—
А. Страны, расположенные вне пределов Европы (14). В. Европейские страны (16).	
Страны — производители цинка . . . . .	17
Цинковая биржа . . . . .	20
<b>Основные соединения цинка</b> . . . . .	21
Карбонат цинка . . . . .	22
Оксид цинка . . . . .	—
Силикаты цинка . . . . .	25
Сернистый цинк . . . . .	—
Действие углерода (25). Действие железа (25). Действие извести (26). Действие окиси цинка (26). Действие окиси свинца (26). Действие водорода (26). Действие паров воды (26)	
Сульфат цинка . . . . .	27
Хлористый цинк и хлорокиси . . . . .	29
<b>Металлургия цинка.</b> . . . .	30
Извлечение цинка сухим способом . . . . .	—
<b>Кальцинирование каламина</b> . . . . .	31
Кальцинирование кускового каламина . . . . .	32
Кальцинирование мелкого каламина . . . . .	34
О возможности переработки сырого каламина в восстановительной печи вместе с другими рудами . . . . .	37
<b>Обжиг цинковой обманки</b> . . . . .	—
Изменения составных частей цинковой обманки при обжиге . . . . .	38
Пределы температур, при которых должен практиковаться обжиг цинковой обманки . . . . .	46
<b>Практика обжига</b> . . . . .	48
Обжиг в отражательных печах . . . . .	—
Отражательные печи с неподвижным подом и ручным перегреванием (48). Отражательные печи с неподвижным подом и механическим перегреванием (49)	
Обжиг в муфельных печах . . . . .	50
Печь Эйхгорна (50). Печь Дельпласа (52). Печь Спирле (56). Устройство За-	



вельберга для охлаждения обожженной цинковой руды (60). Замечания по обжигу бленды (60). Опыты по обжигу бленды в взвешенном состоянии в струе воздуха (62). Опыты по сжиганию цинковой обманки конвертированием (62). Опыты с обжигом бленды без подогрева (64). Стоимость обжига цинковой обманки (65).	
Восстановление руды . . . . .	65
Теоретическое исследование . . . . .	—
Выделение серы и сернистого газа при процессе восстановления . . . . .	76
Приготовление шихты . . . . .	79
Теоретическое исследование . . . . .	—
Смеситель Рапса . . . . .	82
» Дорр-Делятра . . . . .	83
Примерные составы шихты . . . . .	84
Изготовление реторт и муфелей . . . . .	86
Материалы . . . . .	—
Приготовление массы . . . . .	89
Изготовление реторт и муфелей на гидравлическом прессе . . . . .	91
Изготовление реторт из балло на прессе Дорр-Делятра . . . . .	92
Сушка реторт . . . . .	95
Обжиг реторт . . . . .	97
Изготовление конденсаторов . . . . .	100
Цинко-дистилляционные печи . . . . .	102
Фасад печи (103) . . . . .	—
Основные типы печей . . . . .	107
Печи с колосниковой топкой . . . . .	108
Работа у цинковой печи . . . . .	109
Регенеративная печь, отапливаемая генераторным газом . . . . .	112
Большая печь на 240 реторт (112). Малая печь на 120 реторт (114).	
Газовая печь Дорр-Делятра с регенераторами, расположенными в стороне от печи . . . . .	117
Рекуперативная печь Невретер-Сименса . . . . .	118
Газовые печи без рекуператоров . . . . .	119
Печь Луазо (119). Печь Хегелера (121).	
Силезские печи . . . . .	122
Печь Гогенлозхютте (123). Силезская газовая регенеративная печь (125).	
Двух- и трехрядные печи (126).	
Печь на натуральном газе . . . . .	127
Термический баланс газовой регенеративной цинковой печи системы Сименса . . . . .	128
Механическая загрузка и выгрузка реторт и муфелей . . . . .	133
Аппарат Дорр-Делятра . . . . .	—
Аппарат Зегера . . . . .	136
Загрузочный аппарат Готтлиба . . . . .	139
Система механической загрузки с одновременным увеличением веса загрузки реторты, предложенная Тедом . . . . .	—
Разгрузочный аппарат Симмондса . . . . .	140
Защитные устройства для рабочих . . . . .	—
Щит Дорр-Делятра (140). Экраны, передвигаемые по горизонтальной оси (144). Устройство Нонна для удаления и фильтрации дыма от цинковой трехрядной печи (145). Труба Пре для отсасывания с помощью вентилятора (146). Использование тепла, излучаемого печью (147).	
Удаление пыли при выгрузке раймовки отсасыванием . . . . .	148
Восстановление руд в вертикальных ретортах . . . . .	—
Результаты восстановления цинковых руд. Причины потерь цинка . . . . .	154
Способ исчисления потерь цинка . . . . .	156



	Стр.
Продукты и полупродукты, получаемые при восстановлении руды . . . . .	157
Сырой цинк . . . . .	—
Рафинирование сырого цинка . . . . .	—
Редистилляция цинка . . . . .	160
Цинковая пуссыера . . . . .	—
Печь Корнелиуса для плавки пуссыеры (161). Получение цинковой пуссыеры, не содержащей окиси цинка (162).	
Свинцовистая раймовка . . . . .	163
Различные методы переработки цинковых руд, содержащих свинец и серебро . . . . .	165
Способ Ганелэна (165). Способ Гувера (166).	
Опыты по извлечению цинка из руды в шахтной печи с помощью железа или газо-восстановителя . . . . .	167
Мокрый способ извлечения цинка из руд . . . . .	168
Извлечение цинка из руд гидрометаллургическим способом . . . . .	170
Применение электролиза . . . . .	173
Приготовление раствора (173). Практика электролиза (174). Электролиз солянокислого раствора (176). Электролиз расплавленного хлорного цинка (177).	
Электролитическое рафинирование цинка . . . . .	178
Извлечение цинка из руд электротермическим способом . . . . .	—
Дуговая печь Лавалля . . . . .	180
Печь Джонсона . . . . .	—
Опыты, произведенные в Скандинавии . . . . .	181
Опыты по устранению окисления паров цинка . . . . .	186
Применение двойной печи . . . . .	190
Способ Лавалля . . . . .	—
Изменения, внесенные на заводах в Тролльхэттен в переработку цинковых руд электротермическим способом (191).	
Метод восстановления цинка электротермическим путем без расплавления шихты.	191
Разложение цинковой обманки железом . . . . .	192
Рафинирование цинка дистилляцией в электрической печи . . . . .	194
Прокатка цинка . . . . .	—

## КАДМИЙ

Свойства кадмия . . . . .	196
Исходные материалы для получения кадмия . . . . .	198
Места производства и цены . . . . .	199
Получение кадмия . . . . .	—





# ЦИНК

## ВВЕДЕНИЕ

### ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА

Цинк обычно кристаллизуется в гексагональной системе. Были получены также кристаллы кубической формы. Кристаллическое строение тем больше выражено, чем выше температура отливки металла. Различные определения плотности цинка дали цифры, колеблющиеся между 6,9 и 7,2. Различия в результатах происходят, вероятно, от способа остывания расплавленного металла. Действительно, кристаллы тем более ярко выражены и плотность их тем выше, чем остывание медленнее. Прокатка увеличивает плотность до 7,25.

Согласно данным различных исследований, точка плавления цинка находится между  $418^{\circ}$  и  $421^{\circ}$ . Последние опыты по определению точки кипения дали следующие результаты:  $902^{\circ}$  (Friedrich и Leroux),  $930^{\circ}$  (Richards),  $918^{\circ}$  —  $922^{\circ}$  (Johnson). В пустоте сублимирование цинка можно наблюдать при  $184^{\circ}$ . Сгущение паров цинка в жидкое состояние происходит тем лучше, чем эти пары менее разбавлены другими газами. В холодном состоянии цинк ломок и не прокатывается. Между  $100^{\circ}$  и  $150^{\circ}$  он делается, напротив, достаточно ковким, чтобы можно было его прокатывать в очень тонкие листы (практически до 0,1 мм). Выше  $250^{\circ}$  цинк снова делается хрупким и может быть измельчен в порошок. Прокатанный обыкновенным способом продажный цинк должен иметь сопротивление на разрыв приблизительно 16 килограммов на квадратный миллиметр. Его удлинение = 25%.

Цинк более чистого качества (99,9%) имеет только 12 — 14 кг/мм<sup>2</sup> сопротивления на разрыв, но удлинение его более 50%.

Цинк средний проводник тепла и электричества.

#### Теплопроводность

#### Электропроводность

Серебро . . . . . 100  
Цинк . . . . . 28,1

100  
27,38—29,9 (разные исследователи)

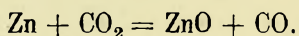
### ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА

В сухом воздухе цинк не изменяется. В влажном воздухе или в воде, насыщенном углекислотой или кислородом, цинк покрывается пленкой из основного карбоната. Эта пленка, очень плотная, защищает металл, находящийся под ней. Этим обстоятельством объясняется широкое применение цинка для крыш и использование этого металла для защиты железа от ржавления (гальванизация). Присутствие нескольких сотых долей сурьмы в продажном цинке усиливает коррозию металла, подверженного действию атмосферы. В той же пропорции медь, напротив, оказывает благоприятный эффект.



При 500° цинк горит в воздухе голубовато-зеленым пламенем; при этом он переходит в окись цинка (ZnO). Легкость, с которой цинк окисляется, препятствовала, как это мы увидим дальше, введению в металлургии цинка непрерывных способов, применяемых при получении многих других металлов.

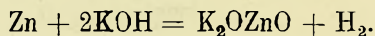
При красном калении цинк разлагает пары воды и переходит в окись. Этим свойством пользуются при рафинировке свинца для удаления цинка. Углекислота, действуя при красном калении на цинк, переводит его в окисное состояние, восстанавливаясь сама в окись углерода:



Поэтому при восстановлении цинковых руд необходимо тщательно избегать соприкосновения паров цинка с углекислым газом.

Цинк растворяется в кислотах, даже разбавленных. Растворение происходит легко, когда в цинк примешаны небольшие количества посторонних примесей.

Цинк растворяется в щелочах, образуя цинкаты:



Цинк соединяется с серой, образуя сернистый цинк (ZnS).

#### ВЛИЯНИЕ ПОСТОРОННИХ ПРИМЕСЕЙ

Продажный цинк содержит обыкновенно свинец, железо и кадмий; в нем можно также найти небольшие количества мышьяка, сурьмы, меди, серы, кремния и углерода. Олово встречается только во вторичном (переплавленном) цинке; оно также содержится в цинке, получаемом из руд, содержащих олово.

Примерные составы торгового цинка:

Pb . . . . .	1,25	1,05	1,19
Fe . . . . .	0,032	0,036	0,029
Cd . . . . .	0,08	0,11	0,04
As . . . . .	—	—	0,003
Sb . . . . .	следы	—	следы
Cu . . . . .	—	0,005	—

Свинец, который является преобладающей примесью, тем больше растворяется в цинке, чем выше температура последнего. Согласно данным Шпрингла (Spring) и Романова (Romanoff), при температуре плавления цинка (419°) растворяется 1,5%, а при 650° — 7% свинца. Отсюда вытекает, что, расплавляя при низкой температуре цинк, богатый свинцом, можно снизить до минимума содержание последнего. Содержание железа в сыром цинке может быть при тех же условиях доведено до 0,03% и ниже. Эти факторы легли в основу процесса рафинирования сырого цинка.

Исследования относительно влияния примесей на прокатку цинка немногочисленны. За последние 10 лет имеются только упоминания об отдельных

опытах, результаты которых приводятся Перси (Percy), Карстеном (Karsten) и Менцелем (Mentzel).<sup>1</sup>

Что касается свинца, — наличие этого металла в цинке в количестве около 1% не оказывает вредного влияния на прокатку. Некоторые специалисты утверждают, что небольшое количество свинца даже облегчает обработку цинка. Теоретически нет ничего ненормального в том, что свинец остается в небольших количествах в цинке в связанном состоянии.

В 1913 году Ван-де-Кастель (A. Wan-de-Castelee) и Про (Prost) исследовали в заводских условиях влияние на прокатку кадмия, меди, железа, свинца, мышьяка, сурьмы и олова, прибавленных в различных пропорциях к рафинированному цинку, содержащему от 1 до 1,25% свинца, около 0,03% железа и несколько сотых процента кадмия.

На основании проделанных опытов исследователи пришли к заключению, что содержание свинца не должно превышать 1,25%, а кадмия — 0,2%. Что касается железа, то его процентное содержание должно быть возможно ниже. На практике содержание этого металла можно легко снизить до 0,03 — 0,04%.

Чтобы рафинированный цинк, состав которого определяется предельным содержанием основных трех примесей, сохранил всю свою ковкость, необходимо, чтобы процентное содержание прочих элементов было минимальное.

Содержание мышьяка, сурьмы и меди не может превышать соответственно: 0,01%; 0,01 — 0,02%; 0,02 — 0,03% без того, чтобы прокатываемый цинк не превращался в брак как вследствие уменьшения его ковкости, так и от образования на поверхности металла пленок, изменяющих его наружный вид и уменьшающих, следовательно, его продажную стоимость. Если одновременно присутствуют несколько из этих примесей, их вредное влияние заметно увеличивается. Содержание этих элементов должно быть тогда еще более снижено.

Из всех примесей, которые могут встречаться в цинке, олово наиболее вредно. При содержании этого металла в 0,03% обломывание цинка, которое предшествует собственно прокатке, делается невозможным.

## СПЛАВЫ

Цинк легко сплавляется с разными металлами, как медь, серебро, золото, алюминий, висмут, никкель, ртуть. С медью цинк образует латуни. Сплавы с высоким содержанием меди называются томпаком, симилором, хризокалом и т. д.

С алюминием и медью цинк образует алюминиевую бронзу. В соединении с медью и никкелем цинк образует нейзильбер и мельхиор. Цинк входит также в состав сплавов для подшипников и машинных частей; в этих сплавах он ассоциирован оловом, медью и сурьмой. С ртутью он образует твердую, но хрупкую амальгаму. Способностью цинка сплавляться с серебром и золотом пользуются в металлургии для извлечения последних из веркблен, получаемого при восстановлении руды.

<sup>1</sup> Опыты относительно влияния примесей на прокатку цинка, *Revue Univ. des Mines*, 5<sup>e</sup> série, tome II; avril 193; p. 31.



Необходимо отметить влияние присадки нескольких процентов алюминия и меди на механические свойства цинка.<sup>1</sup> Отлитый цинк выдерживает нагрузку в два-три килограмма на квадратный миллиметр и очень мало удлиняется. Прибавка трех процентов алюминия поднимает сопротивление до 5 — 6 кг/мм<sup>2</sup>. При четырех процентах сопротивление увеличивается до 9 — 12 кг/мм<sup>2</sup>. Однако при содержании Al выше 3% сплав подвергается опасности расслоения. При 1 — 2% меди сопротивление поднимается до 6 кг/мм<sup>2</sup> при 3 — 4% — до 13 кг/мм<sup>2</sup>. Совместное прибавление алюминия и меди действует особенно благоприятно. При 6% меди и 3% алюминия сопротивление на разрыв достигает 18 кг/мм<sup>2</sup>; в то же самое время сильно увеличивается твердость.

Механические свойства цинка могут также быть улучшены физической обработкой, состоящей в том, что отлитые чушки подвергаются высокому давлению при низкой температуре. При этих условиях крупно-кристаллическая структура переходит в мелко-зернистую, которая оказывает благоприятное действие на механические свойства цинка.

Обработка должна вестись в определенных температурных интервалах от 90° до 120° или от 140° до 160°, иначе может получиться повторная кристаллизация. Большое значение имеет при этом продолжительность давления. Такой способ обработки поднял сопротивление на разрыв до 17 кг/мм<sup>2</sup> при удлинении в 30%. Медистый цинк с 1% меди, подвергнутый обработке давлением, обладал сопротивлением на разрыв в 23 кг/мм<sup>2</sup>. В общем, изменения, которые получаются в структуре отлитого цинка от прибавления нескольких процентов алюминия и меди или от давления в нагретом состоянии в определенных условиях, придают металлу механические свойства, которые делают его конкурентом латуни. При прибавлении 2% вольфрама, кобальта или никкеля и от 1 до 8% алюминия получается сплав, оказывающий большее сопротивление химическим реагентам, чем цинк. Сплав способен прокатываться и коваться. Этот металл имеет сопротивление на разрыв в 41 кг/мм<sup>2</sup> при 20% удлинении. Благодаря совокупности всех этих свойств, этот сплав может соперничать с бронзой. Алюминий, который входит в сплав, действует как раскислитель и меняет структуру цинка.<sup>2</sup>

## ЦИНКОВЫЕ РУДЫ

Наиболее часто встречаются два минерала: бленда и каламин. Бленда (цинковая обманка, или сернистый цинк, ZnS) содержит в чистом состоянии: Zn — 67%, S — 33%. На практике цинковая обманка, поступающая на заводы, содержит от 30 до 55% цинка.

Пустая порода состоит из весьма разнообразных элементов: сернистого железа, свинца, меди, кадмия, мышьяка, сурьмы; цинковая обманка всегда содержит серебро, иногда золото; она часто содержит марганец; в очень редких случаях там находится киноварь и каситерит.

<sup>1</sup> E. N. Schulz, Metall und Erz, Heft 12, 1916, p. 279. Термический и металлографический обзор сплавов цинка, меди, алюминия при высоком содержании цинка. Определение физических свойств этих сплавов. E. H. Schulz u. M. Wachler, Metall und Erz, 1919, Heft 8, p. 170, 1919, Heft 9, p. 195.

<sup>2</sup> Metall und Erz, 1916, Heft 2, p. 32. D. p. 295786.

Кадмий почти всегда ассоциирован в цинковой обманке в сотых долях процента. Однако имеются руды, в которых содержание его более значительно. В силезских и американских рудах содержание Cd иногда достигает до 1% и в исключительных случаях даже до 3% и более.

Из составляющих не металлических, в обыкновенном смысле этого слова, цинковая обманка сопровождается: глиной, кварцем, глиноземом, карбонатами кальция и магния; очень часто плавиковым шпатом и баритом; иногда — соединениями стронция.

В цинковой обманке содержание свинца может достигать до 20% и даже превышать это количество. Содержание цинка, очевидно, тогда незначительно, и в этом случае мы имеем так называемые смешанные руды, которые можно рассматривать скорее как свинцовые руды, чем как цинковые. Встречаются железистые цинковые обманки, в которых железо находится в виде сернистого соединения. Последние образуют с цинковой обманкой изоморфные смеси, образующие породу, известную под именем марматита ( $3 \text{ZnS} \cdot \text{FeS}$ ) и христофита ( $2 \text{ZnS} \cdot \text{FeS}$ ).

#### Примерные составы цинковой обманки в процентах.

	Богатые бленды			Свинцовистые бленды			Смешанные	
Zn . . . . .	61,94	55,05	48,58	42,50	34,18	41,00	25,22	19,00
Pb . . . . .	—	0,60	1,50	9,50	6,33	9,50	17,66	32,20
Ag (на тонну <i>g</i> ) . . . . .	—	330	240	205	60	20	180	220
As . . . . .	—	0,12	сл.	0,10	0,09	—	—	—
Sb . . . . .	—	0,04	—	0,06	0,03	—	—	—
Cu . . . . .	—	0,28	0,02	0,20	0,10	—	сл.	—
Cd . . . . .	—	сл.	0,12	0,04	сл.	—	0,08	—
Hg . . . . .	—	—	—	0,08	—	—	—	—
Fe . . . . .	1,02	3,24	14,60	4,40	15,82	—	3,93	2,45
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	—		—	1,24	2,63	—	0,66	—
Mn . . . . .	—	0,18	—	0,12	0,48	—	0,05	—
CaO . . . . .	1,27	0,48	0,50	2,90	1,40	—	1,20	8,05
MgO . . . . .	0,89	0,27	0,08	—	0,70	—	1,00	0,15
F . . . . .	—	—	—	0,18	сл.	—	—	—
BaSO <sub>4</sub> . . . . .	—	0,30	—	—	—	12,0	—	—
JrO <sub>4</sub> . . . . .	—	0,70	—	—	—	—	—	—
S . . . . .	30,27	26,08	29,20	26,52	27,52	28,80	18,11	22,00
Кремнекислая пустая порода . . . . .	3,10	8,00	1,80	11,60	9,20	—	30,18	11,25

Каламин, или смитсонит ( $\text{Zn CO}_3$ ), содержит 52% цинка. Каламин, который в первый период развития металлургии цинка являлся единственной



перерабатываемой рудой, в настоящее время встречается гораздо реже, чем цинковая обманка. Подобно последней, он ассоциируется многочисленными металлическими и земельными соединениями, вследствие чего содержание цинка в нем колеблется в значительных пределах. Каламин, как правило, обогащается на самом руднике кальцинированием.

### Примерный состав каламина.

	Сырой каламин		Кальцинированный				Связ.	Землистый	
Zn . . . . .	49,50	31,00	56,10	55,00	45,86	44,10	24,30	33,30	24,20
Pb . . . . .	1,05	5,20	1,00	1,56	6,40	3,32	27,36	4,50	12,25
Ag (на тонну z) .	—	70	125	207	200	52	27	—	—
As . . . . .	—	0,12	—	сл.	0,02	0,42	—	—	—
Sb . . . . .	—	0,10	—	0,04	сл.	0,06	сл.	—	—
Cu . . . . .	1,30	—	сл.	0,04	сл.	0,06	0,02	0,24	0,11
Cd . . . . .	сл.	0,03	сл.	0,33	0,25	0,13	0,05	—	0,10
Fe . . . . .	0,50	4,05	2,50	3,32	8,00	5,20	22,75	3,10	4,00
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	—	0,90	0,40	0,97	1,13	1,90	0,64		
Mn . . . . .	1,40	—	—	0,18	1,20	—	—	—	—
CaO . . . . .	0,70	2,85	13,50	8,70	3,80	4,30	4,50	11,00	10,00
MgO . . . . .	—	1,80	1,00	1,38	0,96	0,36	2,80		
S . . . . .	—	3,58	0,12	0,72	0,85	1,03	2,07	1,24	2,42
F . . . . .	—	—	сл.	—	0,22	—	—	—	—
BaSO <sub>4</sub> . . . . .	—	—	—	—	—	5,25	—	—	—
Потери при кальцинировании . .	32,70	20,35	9,00	н. опр.	н. опр.	н. опр.	н. опр.	25,56	16,50
Кремнекислая пустая порода . .	11,30	21,60	2,20	5,02	9,56	14,50	4,43	3,28	16,30

Кроме углекислого каламина и цинковой обманки, из других цинковых минералов можно указать еще на кремнекислый каламин  $[2 \text{ZnO}(\text{SiO}_2) + \text{H}_2\text{O}]$  и виллемит  $[2 \text{ZnO}(\text{SiO}_2)]$ , которые встречаются в ассоциации с смитсоном.

В Нью-Джерси в С. Ш. встречается в большом количестве франклинит  $[(\text{Fe} \cdot \text{Zn} \cdot \text{Mn})\text{O} \cdot (\text{Fe} \cdot \text{Mn})_2\text{O}_3]$ .

Этот минерал в действительности является  $\text{ZnO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ , в котором часть металла замещена MnO. В С. Ш. его главным образом применяют для приготовления цинковых белил.

### Примерный состав в процентах франклинита.

ZnO . . . . .	34,13	34,70
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	28,48	28,34
MnO . . . . .	14,13	15,50

CaO . . . . .	5,51	5,70
MgO . . . . .	0,13	1,44
CO <sub>2</sub> . . . . .	4,96	6,26
SiO <sub>2</sub> . . . . .	11,85	8,64
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	0,58	—
Cu . . . . .	0,07	—

Гидроцинкит  $ZnCO_3 \cdot 2Zn(OH_2)$  в чистом виде содержит 57,1% цинка. Цинкит,  $ZnO$ , с содержанием 80,25% цинка включает в себе обыкновенно некоторое количество окислов железа и марганца.

Гидроцинкит и цинкит не имеют большого значения в промышленности. **Продажа цинковых руд.** До войны 1914 года цинковые руды продавались по разным формулам, в зависимости от природы и богатства руды и от данного курса на металл.

**Примеры:** Формула для руд, содержащих в среднем 30—40% цинка:

$$P = V(T - 8) - F.$$

Формула для богатых руд (40—50% цинка):

$$P = 0,7 V \cdot T - F$$

или

$$P = 0,95 V(T - 8) - F$$

В этих формулах:

$P$  — стоимость тонны в 1016 кг сухой руды;

$T$  — содержание цинка, принятое с общего согласия покупателя и продавца;

$V$  — цена цинка по среднему курсу на металл на лондонской бирже в течение месяца, в котором совершается сделка;

$F$  — стоимость передела.

Величина  $F$  соответствует 65—70 франкам для цинковой обманки и 60—65 франкам — для каламина.

Эти формулы имеют значение только тогда, когда цена на цинк не превышает 20—22 £ за тонну. Когда цена достигает 25—26 £, формулы делаются очень выгодными для продавца; в этих случаях вычитают больше единиц из величины  $T$  или увеличивают значение  $F$ . В цинковых рудах свинец оплачивается, начиная с 7%, а серебро — от 100 до 150 граммов на тонну.

После войны стали продавать руду по единицам. Так, например, стоимость единицы руды с 45% цинка колеблется от 5 до 11 франков за тонну. Если руда содержит свинец и серебро, стоимость единицы может быть соответственно увеличена. При этом принимаются во внимание потери при переработке руды. Имеем, например, руду с 45% цинка. Если цена единицы к моменту продажи составляет 6 франков, продажная цена тонны будет  $45 \cdot 6 = 270$  франкам.

Если допустим потерю в 11%, выход цинка на тонну руды составит  $450 \times 0,89 = 400,5$  кг.



Стоимость передела может быть принята равной 250 франкам. Таким образом, 400,5 кг получаемого цинка будет стоить  $270 + 250 = 520$  франков. Килограмм цинка будет стоить при этих условиях:  $520 : 400,5 = 1,29$  франка.<sup>1</sup>

## ГЛАВНЫЕ ЦЕНТРЫ ДОБЫЧИ РУД И ПРОИЗВОДСТВА ЦИНКА

Среди стран с развитой цинковой промышленностью надо отметить:

1) те, которые, имея рудники, не находятся в благоприятных условиях для производства цинка и ограничиваются экспортом руд, и

2) те страны, которые имеют собственную руду или совсем ее не имеют, но являются монополистами в области металлургии цинка.

К первой группе относятся: Италия, Испания, Швеция, Греция, Южная Азия, Мексика, Канада, Китай, Алжир и Тунис.

Ко второй группе относятся: С. Ш., Германия, Бельгия, Великобритания, Франция, Голландия, Япония, Польша и Скандинавия.

### СТРАНЫ, ЭКСПОРТИРУЮЩИЕ РУДУ

**А. Страны, расположенные вне пределов Европы** (Южная Австралия). В Австралии, в Брокен Хилле (Broken Hill), в Южном Новом Уэльсе имеются значительные месторождения цинковой обманки и серебристого свинцового блеска, ассоциируемые родонитом. Современными способами обогащения из этих руд получают цинковые и свинцовые концентраты.

В течение первой половины 1918 года добыча цинковых концентратов достигла 142 000 т. В 1920 году длительная забастовка парализовала добычу в Брокен Хилле (Broken Hill).

Концентраты экспортировались большими партиями в Европу. Получение цинка в Австралии, сосредоточенное на заводах в Порт-Пири (Port-Pirie) в Южной Австралии, не превышало с 1913 по 1918 гг. 5 000 — 6 000 т. В 1920 году продукция составляла 9 800 т, в 1921 году — только 1 700 т, в 1922 году она достигла 24 000 т.

Другие рудники, которые в настоящее время не представляют значительного интереса, находятся в штате Виктория, на северо-западе от Квинсленда, и в округе Нортэмптон (Northampton), в западной части Западной Австралии. В Рисдоне (Risdon) у Гобарта (Hobart) построен завод для получения электролитного цинка из руд Тасмании. Месторождения цинковой обманки, ассоциируемые свинцовым блеском и медными рудами, открыты в разных местах Новой Зеландии.

**Мексика.** В Мексике цинковая обманка часто ассоциируется серебристым свинцовым блеском. Встречаются, однако, месторождения исключительно цинковых руд: цинковой обманки и угле- и кремнекислого каламина. Особенно ими богат штат Чихуахуа (Chihuahua.) Они встречаются также в штатах Нуэво Леон (Nuevo Leon) и Коахвила (Coahuila). В Каркасе (Charcas), в штате Сан Луис Потоси (San Luis Potosi), имеются смешанные серебристые

<sup>1</sup> См. о стоимости цинка в руде и о экономических обоснованиях производства цинка: Paul, Metall und Erz, 1920, 22 октября.

руды. В других штатах: Гверреро (Guerrero), Тамаулипас (Tamaulipas), Зака-текас (Zacatecas), Дуранго (Durango), Сонора (Sonora), Синалоа (Sinaloa), Халиско (Jalisco) и др. открыты месторождения, до сих пор мало или совсем не эксплуатируемые.

Мексика экспортирует концентраты в Европу и в С. Ш. Начата постройка цинкового завода в Салтильо (Saltillo) (Коахвила).

**К а н а д а.** До последнего времени добыча канадских руд не достигла большого развития. Наиболее благоприятной в этом отношении является Британская Колумбия, которая за последние годы дала три четверти всей продукции. В 1917 году было добыто 17 000 *т* цинка (в руде).

Месторождения области Онтарио (Ontario) и Квебек (Quebec), также эксплуатируемые, имеют второстепенное значение.

С 1916 года Канада, которая прежде экспортировала всю добываемую руду, с постройкой электролитического завода Трайл (Trail) (в Британской Колумбии) стала получать собственный цинк.

Количество цинка в добытой руде в 1918 году поднялось до 15 000 *т*, из которых почти 14 000 *т* приходится на Британскую Колумбию. В 1921 году получение металлического цинка в Канаде достигло 25 000 *т*; та же самая цифра была в 1922 году.

Упомянем еще об открытых месторождениях цинка во многих местах острова Новая Земля (Северная Америка).

**И н д о - К и т а й.** В Тонкине, где эксплуатация в значительных размерах ведется с 1906 года, рудники находятся поблизости к центру страны. Вся металлоносная зона включает около 30 концессий, из которых одна треть в эксплуатации. В 1918 году добыча достигла 29 000 *т*. Руда экспортировалась главным образом во Францию, в С. Ш. и в Японию.

Цинк встречается также в Аннаме и Лаосе, однако, к эксплуатации этих месторождений до сих пор не приступили.

**К и т а й.** Наиболее интересное месторождение находится в Шуйкухане. Из этого месторождения добываются смешанные цинко-свинцовые руды, из которых извлекался цинковый концентрат. Последний до войны шел главным образом в Германию.

Другие месторождения находятся в юго-западной части Китая. В провинции Квейхоу (Kweichow) туземцы добывают цинк. Получение последнего доходило до 2 000 *т* в 1922 году.

**И н д и я** (Бирма). В штате Тавинпенг (Tawinpeng) (Верхн. Бирма) имеется значительное месторождение цинковых, свинцовых, серебристых и часто медистых руд, которые уже в древности обрабатывались китайцами для получения серебра. В 1914 году было добыто 8 500 *т*. Предполагают развернуть добычу в будущем до 300 000 *т* ежегодно.

**С и б и р ь.** С месторождения в Тетюхе, которое находится в 300 *км* на северо-запад от Владивостока, немцы импортировали до войны руду с 40% цинка. Существуют также богатые месторождения на юго-западе, в районе Семипалатинска.

Имеются значительные запасы смешанных серебристых руд на северо-востоке от угольного Кузнецкого бассейна в Томской губернии.

**А з и а т с к а я Т у р ц и я.** Руды добываются в провинциях Адана и Брусса.

**Ю ж н а я А м е р и к а.** До настоящего времени этот обширный



континент не представляет большого интереса в смысле цинковых месторождений. В Боливии единственным более или менее значительным центром является Хуанхака (Huanchaca, Potosi). В 1910 году было добыто 13 000 *т* руды. С этого времени добыча значительно упала. В Перу месторождения имеются только в Иоли (Jauli).

В 1916 году Гватемала экспортировала в С. Ш. несколько сот тонн каламина, полученного с рудников Алотепек.

**А ф р и к а.** Кроме французских колоний на севере, другие африканские области не имеют большого значения по добыче цинковых руд. В Алжире наиболее богатым департаментом является Константин, где добывается исключительно каламин. В департаменте Алжир добывается также цинковая обманка. Добыча руды производится также в департаменте Оран. До войны продукция Алжира, экспортируемая главным образом в Бельгию, затем в Германию, во Францию и Англию, достигла 82 000 *т* (1913). В 1918 году было добыто только 18 000 *т*.

Тунис является регулярным экспортером цинковой руды; в течение последних лет войны из Туниса было получено от 12 000 до 15 000 *т*.

Египет, Нигерия, Родезия и Трансвааль владеют цинковыми рудами. Однако до сих пор добыча в этих странах не развернулась.

**В. Е в р о п е й с к и е с т р а н ы.** К Европейским странам, которые владеют цинковыми рудами, но перерабатывают лишь незначительную часть своей продукции, относятся: Италия, Испания, Швеция и Греция.

**И т а л и я.** Цинк встречается в Италии: в Ломбардии, в Пьемонте и Тоскане.

Наиболее производящим районом является Сардиния, в которой месторождение Иглезиас, в юго-западной части острова, относится к наиболее богатым в Европе. Рудники: Мальфидано (Malfidano), Монтепони (Monteponi), Сан-Джиованни (San Giovanni), Небида (Nebida) и т. д. доставляют цинковую обманку, каламины и силикаты цинка в весьма значительных количествах. До войны ежегодная добыча составляла около 150 000 *т*. Недавно компания Монтепони построила в Вадо (Vado) в Лигурии цинковый завод, производительность которого еще незначительна (1 200 *т* в 1918 году). В 1920 году Италия получила 1 200 *т* цинка; в 1921 году — 387 *т*.

**И с п а н и я.** Два больших центра добычи находятся на севере Испании в провинции Сантандер и на юге в провинции Мурция. В первой преобладающей рудой долгое время являлся каламин. Во второй, в окрестностях Карфагена, находятся различные месторождения цинковой обманки, более или менее деятельно эксплуатируемые. Лишь незначительная часть руды перерабатывается в самой стране, в Пеннаройе (Андалузия) и в Авиле (Астурия).

Экспорт руды в 1919 году дошел до 50 000 *т*. В 1920 году Испания получила 9 600 *т* цинка, в 1921 — 1922 гг. соответственно 4 400 и 6 200 *т*.

**Ш в е ц и я и Н о р в е г и я.** Можно указать на месторождения цинковой обманки в Аммеберге, к северу от озера Веттерн.

По имеющимся сведениям, Швеция добыла в 1917 году 51 000 *т* руды.

В Швеции и Норвегии на энергии водопадов, имеющих в этих странах, построены электрические печи для получения и рафинирования цинка электротермическим способом. Шведские заводы находятся в Тролльгэтене; норвежские — в Сарпсборге. Производство еще не развилось, и некоторые трудности еще окончательно не разрешены.

Во время войны заводы отраффинировали и реэкспортировали большие количества металла. Имеются сведения, что в 1916 и 1917 году обе страны экспортировали 42 000 и 30 000 *т* раффинированного цинка. В 1920 и 1921 годах получение цинка достигло 14 000 и 8 000 *т*. В 1922 годах оно составило 9 000 *т*.

**Г р е ц и я.** Рудники в Лавриуме, известные с древних времен, представляют еще и теперь большой интерес. Добываемые руды состоят из цинковой обманки, серебристого свинцового блеска, каламина, церузита, пирита и халькопирита.

### СТРАНЫ — ПРОИЗВОДИТЕЛИ ЦИНКА

В этой категории на первом месте стоят С. Ш., Германия и Бельгия, затем идут: Англия, Франция и несколько других стран второстепенного значения.

С. Ш., которые с 1909 года занимают первое место среди производителей цинка, владеют значительным количеством месторождений цинковых смешанных руд, разбросанных в 25 штатах. В средней части штата Миссури расположено три четверти знаменитого месторождения Джоплин (Joplin); остальная часть находится в соседних штатах Канзас и Оклахома.

В 1917 году количество цинка в концентратах, вывезенное из этого района, составляло 216 000 *т*. В 1920 году добыча бленды и каламина достигла 520 000 *т*. Из всего этого количества на цинковую обманку приходится 510 000 *т*.

Нью-Джерси имеет в изобилии марганцовистый виллемит и цинкит. В Монтане наиболее интересным районом является Бьютт (Butte), который доставляет главным образом бленду.

Колорадо, Висконсин, Айдахо и Тенесси также являются значительными производителями цинка. Количество цинка, которое было там добыто в 1917 году, достигло 160 000 *т*. Заслуживают внимания: Новая Мексика, Невада и Юта.

В 1918 году снабжение С.Ш. рудой достигло солидной цифры в 1 146 000 *т*; из всего этого количества — три четверти приходится на долю цинковой обманки.

Во время войны, С.Ш., которые в 1913 году произвели 325 000 *т* цинка, еще более развили свое производство. В 1917 году, когда Америка вступила в войну, производительность достигла 622 000 *т*. Прекращение военных действий вызвало депрессию в цинковой промышленности. Тем не менее в 1919 году количество полученного цинка (428 000 *т*) было выше добычи 1913 года. В 1920 и 1921 годах производство цинка складывалось следующим образом:

Ш т а т ы	Т ы с я ч т о н н	
	1920 г.	1921 г.
Иллинойс . . . . .	99,3	47,3
Миссури-Канзас . . . . .	22,8	28,9
Оклахома . . . . .	88,6	33,2
Колорадо . . . . .	1,5	1,1
Арканзас . . . . .	27,2	13,5
Восточн. штаты . . . . .	143,7	61,0



К этому количеству надо прибавить соответственно 52 000 и 10 400 *т* электролитного цинка.

В 1922 году С.Ш. произвели 363 000 *т* цинка (дистилляцией и электролизом).

До войны получение и потребление цинка колебались в незначительной мере. В 1918 и 1920 гг. экспорт определялся в 78 100 и 103 000 *т* при незначительном импорте. В те же самые годы потребление цинка соответствовало 403 000 и 296 000 *т*. Необходимо прибавить, что С.Ш. являются крупным центром производства цинковых белил и литопона. Последнего было получено в 1917 году 58 000 *т*, что составляет почти удвоенную продукцию 1913 года.

Германия. В течение долгого времени Германия занимала первое место в цинковой промышленности. За последние 10 лет она отошла на второй план. С 1900 г. по 1913 г. ежегодная добыча руды колебалась от 637 000 до 731 000 *т*; из них большая часть приходится на Верхнюю Силезию, где добывается цинковая обманка и каламин. В 1917 году в Пруссии было добыто 562 000 *т*, в Силезии — 438 000 *т*.<sup>1</sup>

Руды, кроме того, добывались в Рейнской провинции, в Вестфалии и Нассау, в Гарце и в части месторождений Морене (Moresnet), которые остались на немецкой территории.

Кроме собственных, Германия перерабатывала большое количество импортных руд. В 1913 году Германия импортировала 313 000 *т*. Более 30 цинковых заводов расположены в Верхней Силезии и в Рейнской провинции.

Эти две области обеспечены углем, необходимым для цинковой промышленности. В 1913 году в этих провинциях было получено 170 000 и 93 000 *т* цинка. Всего было получено 283 000 *т*, что составляет более 28% мировой добычи.

Потребление цинка в стране определялось в 232 000 *т*, так что оставался избыток в 51 000 *т*. По статистическим данным, в этом году импорт составлял 58 000 *т*, а экспорт 110 000 *т*, из которых больше половины было доставлено в Англию. Несмотря на прекращение подвоза концентратов из Австралии, цинковое производство в течение войны держалось на высоком уровне.

Производство цинка в Германии в 1920, 1921 и 1922 гг. определяется в 99 000, 90 000 и 105 000 *т*.

Бельгия. Несмотря на отсутствие собственных руд, с 1914 года Бельгия, как производитель цинка, занимала третье место, идя непосредственно за С.Ш. и Германией. В начале XIX столетия в Льеже был построен первый цинковый завод, применяющий «льежский» способ, открытый Дони (Дону).

С момента зарождения цинковая промышленность в Бельгии непрерывно расширяется. С 1913 года заводы могли выбрасывать на рынок 200 000 *т* цинка, получаемого на 14 заводах, из которых 10 находится в Льежской провинции, а 4 других — в районе Линбурга и Анвера. Кроме восстановительных, в Бельгии имеется 12 прокатных заводов.

Перерабатываемые руды доставлялись преимущественно из Австралии, затем из Алжира, Туниса, Сардинии, Испании, Франции, Швеции, Греции,

<sup>1</sup> С отделением Верхней Силезии большая часть цинковой промышленности в этой области отошла к Польше.

Японии и т. д. Доставка руды в Анвер для Бельгийской промышленности поднялась в 1913 году до 582 000 *т.*

Собственное потребление составляло 76 000 *т.* Бельгия экспортировала в 1913 г. 121 000 *т* сырого и 35 000 *т* прокатанного цинка.

Во время мировой войны бельгийские заводы были разрушены интервентами. В 1918 году добыча цинка упала до 9 000 *т.* После перемирия заводы были восстановлены, но с 1920 года сильный кризис парализовал их работу. В 1920 и 1921 годах производство цинка составляло 83 000 и 70 000 *т.* В 1922 году оно поднялось до 113 000 *т.*

В е л и к о б р и т а н и я. В этой стране добыча руды производится в значительной мере лишь в двух областях: в Нортумберленде и Кумберленде. Другие английские графства играют второстепенную роль по добыче руды, которая в 1913 году не превышала 17 000 *т.*, а во время войны еще более снизилась.

Чтобы достигнуть производительности в 38 000 *т* цинка за 1917 год, необходимо было импортировать большое количество руды. Австралия, Алжир, Италия, Испания и Франция являются ее постоянными поставщиками.

Получение металла значительно ниже его потребления. В 1913 году импорт составлял 133 000 *т* (из Германии 64 000 *т.*, из Бельгии 53 500 *т.*).

Во время войны производство цинка в Англии не претерпело значительных колебаний. По статистическим данным, годовая производительность колебалась от 28 000 до 43 000 *т.* В течение этого периода, из-за невозможности импортировать цинк из Бельгии и Германии, Англия получила большое количество цинка из С.Ш. С 1914 г. по 1916 г. количество импортируемого из С.Ш. цинка колебалось между 35 000 и 46 000 *т.* Производительность цинковых заводов Великобритании в 1920 г. определяется в 22 700 *т.* В 1921 году она произвела 5 900 *т.*, а в 1922 г. — 12 500 *т.*

Ф р а н ц и я. Французы владеют в южных департаментах — Тар (Tard), В. Пиренеи (Hautes-Pyrénées), Арьеж (Ariege), Ло (Lot), Лозер (Lozère) — месторождениями: цинковой обманки, каламина и смешанных руд. До войны ежегодно добывалось 50 000 *т* руды, которые большею частью направлялись в Бельгию.

С другой стороны, Франция импортировала с севера значительное количество руды (в 1913 году более 150 000 *т.*), которая перерабатывалась на заводах, расположенных в Па-дэ-Кале, т. е. в районе топлива.

Цинк, кроме того, получался в Авейроне (Aveyron) и Вивье (Viviez). Общая продукция (68 000 *т.*) не покрывала потребностей страны, определяемых в 81 000 *т.* Дефицит покрывался в значительной степени импортом из Бельгии.

Война была фатальной для французской цинковой промышленности, так как северная область, где она была главным образом сосредоточена, находилась в зоне военных действий. В 1918 году производство цинка, сосредоточенное на заводе в Вивье, составляло 18 000 *т.*

В 1920 году было получено 20 000 *т.* В 1921 году добыча достигла 25 000 *т.*, а в 1922 году — 40 000 *т.* В Вивье было введено электролитическое получение цинка.

Г о л л а н д и я. В Голландии, в Буделе (Budel) и Эйсдене (Eysden), у бельгийской границы, находятся крупные предприятия по производству цинка (Будель), цинковых белил и литопона (Эйсден). В 1913 г. производ-



ство цинка достигло цифры в 24 000 *т*, из которых  $\frac{5}{6}$  экспортировалось.

Во время войны и последующего перемирия производство цинка сильно сократилось. В 1920 г. оно составляло 2 000 *т*, в 1921 г. — 6 400 *т*, в 1922 г. — 13 000 *т*.

**Австрия.** До войны в Австрии из месторождений южной части Каринтии, Штирии и Тироля добывалось 35 000 *т* руды, из которой получалось 20 000 *т* цинка, составляющие половину потребности страны. Во время войны добыча опустилась до 12 000 *т*. В настоящее время Австрия не представляет интереса как производитель цинка.

**Польша и Россия.** В 1913 году в обеих странах получение цинка не превышало 11 750 *т*. Из них  $\frac{3}{4}$  приходится на Польшу и  $\frac{1}{4}$  — на Кавказ.

Польша владела месторождениями каламина и свинцовистого каламина в зоне, расположенной вблизи Верхней Силезии.

В Старой Польше производство цинка в 1922 и 1923 гг. составляло 6 000 и 3 500 *т*.

На Кавказе можно отметить Садонское месторождение. Имеются месторождения цинковых руд в Сибири. Нормальное потребление цинка в России составляло 33 000 *т*. Значительная часть цинка импортировалась. Во время войны производство цинка сократилось. В 1916 г. оно упало до 1 200 *т*.

**Япония.** В Японии производство цинка стало развиваться с 1911 года. Благодаря высоким ценам на цинк, в Японии перерабатывались не только собственные руды, но также импортные руды из Австралии, Китая, Тонкина, Сибири и т. д. С 6 000 *т* в 1916 г. производство цинка поднялось до 55 600 *т* в 1917 г. В 1917 и 1918 гг. Япония экспортировала 37 000 и 17 000 *т* цинка.

После перемирия производство сократилось, достигнув 5 000 *т* в 1920 году и 7 000 *т* в 1922 году.

### ЦИНКОВАЯ БИРЖА

Главными биржами для цинка являются Лондон и Нью-Йорк, в которых металл котируется в фунтах стерлингов за тонну в 1016 кг или в центах за фунт в 453 г.

Затем идет Париж, где металл котируется в франках на 100 кг, и Бреславль, где цены выражены в марках на 50 кг. В С.Ш. можно указать также на биржу в Сент-Луи.

В 1913 году средний лондонский курс на цинк хорошего качества составлял £ 22. 14. 3. Во время войны, в середине 1915 г., под влиянием спроса курс поднялся до £ 115. В дальнейшем курс начал понижаться.

Во время перемирия он опустился до . . . . .	£ 52
В сентябре 1920 г.   »       »       » . . . . .	£ 40
» 1921 г. средний курс составлял . . . . .	£ 26,4
» сентябре 1923 г.   »       »       » . . . . .	£ 33,0

В Нью-Йорке с 1915 по 1920 г. средний курс за фунт (453 г «Prime Western» — марка цинка, содержащая 1,5 — 2,0% Рb и 0,08 г же. за) составлял:

	1915 г.	1916 г.	1917 г.	1918 г.	1919 г.	1920 г.	1922 г.
Центов . . . . .	13,23	12,804	8,901	7,159	8,338	7,67	5 716

Здесь нужно принять во внимание ненормальный курс доллара. В сентябре 1923 года средний курс составлял 6,4 цента.

### Мировое получение и потребление сырого цинка в 1920 и 1921 гг.

Получение	В тыс. тонн		Потребление	В тыс. тонн	
	1920 г.	1921 г.		1920 г.	1921 г.
Германия . . . . .	99,2	90,0	Германия . . . . .	71,8	64,2
Бельгия . . . . .	83,0	66,5	Великобритания . . . . .	117,6	76,7
Великобритания . . . . .	22,7	5,8	Франция . . . . .	46,1	30,9
Франция . . . . .	20,1	24,4	Бельгия . . . . .	78,6	36,7
Голландия . . . . .	2,0	6,4	Австро-Венгрия . . . . .	5,0	3,0
Австро-Венгрия . . . . .	8,8	15,4	Россия . . . . .	—	1,5
Испания . . . . .	9,6	4,4	Скандинавия . . . . .	17,6	11,0
Норвегия . . . . .	14,6	8,0	Италия . . . . .	4,9	1,0
Швеция . . . . .			Испания . . . . .	8,3	6,3
Италия . . . . .	1,2	0,4	Голландия . . . . .	2,0	2,0
Япония . . . . .	5,0	7,0	Прочие европейские страны . . . . .	1,0	5,0
С. Ш. . . . .	420,2	181,9	Япония . . . . .	9,9	26,2
Канада . . . . .	18,1	25,5	Прочие азиатск. страны . . . . .	2,6	2,0
Австралия . . . . .	9,8	1,7	Африка . . . . .	0,4	1,0
Мировая добыча <sup>1</sup> . . . . .	714,3	437,4	С. Ш. . . . .	296,4	185,7
			Прочие американские страны . . . . .	1,0	1,0
			Австралия . . . . .	4,1	5,1
			Мировое потребление . . . . .	667,3	459,3

### ОСНОВНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ ЦИНКА

Наиболее важными, с точки зрения металлургии, соединениями цинка являются: карбонат ( $ZnCO_3$ ): окись ( $ZnO$ ) (в виде окиси цинк находится в

<sup>1</sup> Мировая добыча за 1922 год составляет 673 000 т.



кальцинированном каламине и в обожженной цинковой обманке), сульфид (ZnS) и силикаты цинка.

### КАРБОНАТ ЦИНКА, $\text{ZnCO}_3$

К. Фридрих (K. Friedrich), применяя аппарат, в котором выделяющаяся углекислота не увлекалась струей воздуха, определил температуру разложения углекислого цинка.

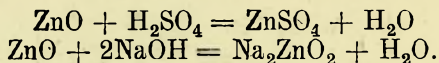
Все найденные температуры были максимальные. Опирируя с каламином, содержащим 98,6%  $\text{ZnCO}_3$ , автор установил почти полное разложение его при 600°. При этой температуре выделилось 99,4% всей углекислоты.

### ОКИСЬ ЦИНКА, $\text{ZnO}$

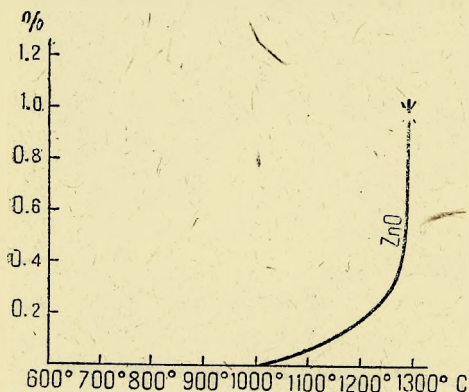
Оксид цинка — порошок, в холодном состоянии белого цвета. При подогреве принимает желтую окраску. Теплота образования = 84 800 кал.

Плотность продукта, полученного от кальцинации карбоната, = 5,42.

Оксид цинка растворяется в кислотах и щелочах, действуя как основание, либо ангидрид:



Оксид цинка не плавится. При высокой температуре улетучивается. По Шталшмидту (Stahlschmidt), искусственно приготовленная окись начинает возгоняться при 970°. Окись, полученная при обжиге цинковой обманки, возгоняется, начиная с 1100°.



Фиг. 1.

Опыты Дёльца (Doeltz) дали следующие результаты:  $\text{ZnO}$  начинает возгоняться при температуре немного ниже 1200°. Между 1300° и 1400° улетучивание быстро увеличивается. При 1400° 13% всего количества  $\text{ZnO}$ , которым автор оперировал, улетучилось (фиг. 1). Заметим, что температура, при которой начинается заметное улетучивание окиси цинка, не достигается ни при кальцинации каламина, ни при обжиге цинковой обманки.

Удельная теплота окиси цинка, по Ренью (Regnault), равна 0,1247, по Нейману (Neumann) — 0,132.

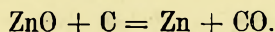
Оксид цинка восстанавливается углеродом и окисью углерода при высокой температуре. По наблюдениям Гемпеля (Hempel), восстановление начинается при т-ре, лежащей в пределах летучести металла, т. е. при 910 — 920°, и протекает полностью лишь при 1300°. По Будуару (Boudouard, 1902), восстановление протекает между 1125° — 1150°.

Джонсон (Johnson), оперируя с чистой окисью цинка, подвергнутой предварительно кальцинации при разных т-рах, и с  $\text{ZnO}$ , полученной при обжиге

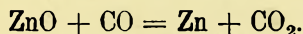
руды, нашел, что т-ра восстановления колеблется между  $1022^{\circ}$  и  $1120^{\circ}$ . Более высокие т-ры относятся к окиси цинка, полученной при обжиге руды.

Восстановление окиси, полученной от кальцинации каламина, протекает легче, чем восстановление окиси, полученной от обжига цинковой обманки.

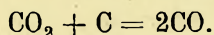
Если восстановление происходит при достаточном количестве углерода, образуются цинк и окись углерода:



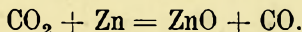
Окись углерода в свою очередь реагирует с  $\text{ZnO}$ :



$\text{CO}_2$  восстанавливается избытком углерода, так что обратного окисления металла уголекислотой не происходит. При наличии избытка углерода протекает реакция:



При отсутствии избытка углерода:



Таким образом, необходимо наличие значительного избытка углерода, чтобы избежать окисления паров цинка.

Газы, которые при этом получаются, состоят главным образом из окиси углерода, не оказывающей окислительного действия на цинк. Будуар определил в газах, полученных при этих условиях, 99%  $\text{CO}$  и только 1%  $\text{CO}_2$ .

Тем обстоятельством, что окись цинка восстанавливается окисью углерода, объясняется в металлургии цинка восстановление шихты без абсолютно тесного контакта между рудой и твердым горючим, который достигается измельчением их до возможных пределов.

Главнейшие реакции металлургии цинка были недавно изучены Лемаршаном (Lemarchands).

Автор в своих опытах исследовал действие углерода на окись цинка, окиси углерода на цинк и окиси углерода на окись цинка.

В первой серии опытов автор в атмосфере азота действовал чистым графитом на окись цинка, полученную от кальцинации чистого нитрата или карбоната цинка.

При этих условиях восстановление  $\text{ZnO}$  начиналось с  $600^{\circ}$ .

На основании проведенных опытов автор установил, что расход углерода на молекулу  $\text{ZnO}$  был менее одного атома, что приводило к заключению, что часть цинка восстановилась получаемой окисью углерода.

Ниже приведены численные результаты этих опытов.

Атомы углерода, расходуемые на восстановление  $\text{ZnO}$ :

в виде C	в виде CO
0,756	0,244
0,694	0,306
0,416	0,584

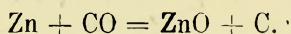
Эти результаты подтверждают положение, что восстановление окиси цинка происходит углеродом и окисью углерода.



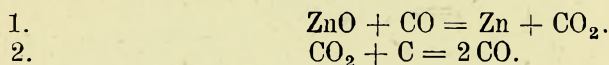
Восстановление углеродом протекает при температурах, колеблющихся в зависимости от скорости нагрева. Согласно определениям автора, т-ра восстановления регулируется скоростью реакции системы  $\text{Zn} + \text{C}$ , другими словами, скоростью диффузии обоих соприкасающихся тел. Она оказалась значительно ниже т-р, определенных ранее.

Реакция  $\text{ZnO} + \text{C} \rightleftharpoons \text{Zn} + \text{CO}$  обратима и протекает полностью слева направо при  $600^\circ$ .

Автор установил действие CO на Zn, пропуская с определенной скоростью над цинком газ при т-ре несколько ниже точки плавления металла. Установлено, что при этих условиях образуется углеродистый осадок, который делает цинк тусклым. Микроскопический анализ установил присутствие иголок ZnO:



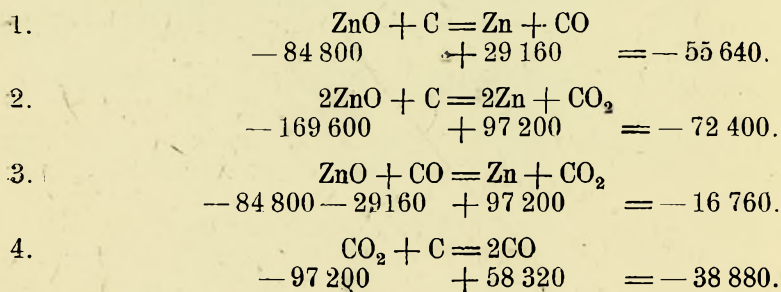
Опирируя в пределах температуры от  $650^\circ$  до  $780^\circ$ , Лемаршан к концу опытов получил из аппаратов 0,079 г углерода. На основании проделанных опытов автор заключил, что CO действует на цинк между  $600^\circ$  —  $850^\circ$ . Если количество образуемого углеродистого осадка незначительно, то это объясняется вторичными реакциями:



Первая из двух реакций имеет место между  $350^\circ$  и  $400^\circ$ , т. е. при температуре более низкой, чем допускалось до сих пор. Легкость, с которой она протекает, препятствует окислению цинка окисью углерода:

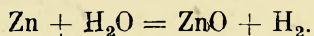


Все реакции восстановления ZnO углеродом эндотермичны:



Для протекания этих реакций необходима подача тепла извне. Реакция 3 требует меньше всех тепла; однако, так как образующаяся при этом углекислота должна быть восстановлена в CO с поглощением 33 880 кал, суммарный результат реакции 3 и 4, в тепловом отношении, тот же, что по реакции 1.

Окись цинка может восстанавливаться водородом. Реакция заметно протекает при  $450^\circ$ . Так как цинк легко окисляется парами воды, при этом получается не цинк, а окись цинка, по реакции:



Последняя реакция не имеет практического применения.

Оксид цинка образует двойные соли с некоторыми другими металлическими оксидами, особенно с  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

### СИЛИКАТЫ ЦИНКА

При высокой температуре  $\text{ZnO}$  соединяется с  $\text{SiO}_2$ , образуя силикаты. Подогревая при температуре  $1400 - 1450^\circ$  оксид цинка, полученную от обжига цинковой обманки, с кварцевым порошком, в отношении  $\text{ZnO} : \text{SiO}_2$ , Про получил тестообразную массу, содержащую силикаты цинка. При обработке полученного продукта соляной кислотой выпадал значительный осадок коллоидального кремнезема. Полное восстановление этой массы углеродом было достигнуто при  $1250^\circ$ .

Другая смесь, составленная в отношении  $\text{ZnO} : \text{SiO}_2$ , будучи подогрета до  $1500^\circ$ , расплавилась. Восстановление этого силиката углеродом происходит труднее. Однако, при нагревании до  $1500^\circ$ , весь цинк улетучился.

### СЕРНИСТЫЙ ЦИНК, $\text{ZnS}$

Плотность сернистого цинка — около 4,0. Теплообразование — 43 000 кал. Он не плавится и слегка летуч при высокой температуре. Согласно Дбльцу и Грауману (Graumann), цинковая обманка, предварительно подогретая до  $600^\circ$  в струе чистого и сухого азота, при  $T = 1000^\circ$  потеряла в полчаса 0,40% своего веса.

Сернистый цинк может соединяться с другими сульфидами ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ,  $\text{FeS}$ ,  $\text{PbS}$  и пр.), образуя легкоплавкие штейны. Присутствие его в большом количестве в штейнах уменьшает плавкость последних.

Действие углерода. Углерод почти не действует на  $\text{ZnS}$ . По Джонсону, цинковая обманка частично восстанавливается углеродом при  $T = 1300^\circ$ . Про получил аналогичные результаты при  $1450^\circ$ .

Эти опыты, подтверждающие данные Перси, показывают, что практически цинковая обманка углеродом не восстанавливается.

На основании исследований реакций, имеющих место при обработке цинковой обманки, Лепярчик (Lepiarczyk) допустил гипотезу, что под действием  $\text{C}$  на  $\text{ZnS}$  при высокой температуре может образоваться летучее соединение из цинка, углерода и серы, которое теряет сероуглерод, так же как углеродистые железо и никкель выделяют оксид углерода. Однако автор до сих пор не представил вещественного доказательства образования этого соединения.

Этим вопросом занимался также Френкель (Fraenkel). Последний установил, что при высокой температуре при действии углерода на  $\text{ZnS}$  могут выделяться пары цинка, серы и углерода. Природа соединения этих элементов не была определена. Автор установил, что этими парами восстанавливается кремнезем, который имеется во всех цинковых обманках, с образованием  $\text{Si}$ . Последний образует летучее соединение, соответствующее формуле  $\text{ZnS} \cdot \text{Si}$ . Это соединение получается также действием  $\text{Si}$  на  $\text{ZnS}$ . Как можно видеть, это обстоятельство может являться причиной потерь цинка при восстановлении руды. Действительные размеры потерь указать трудно.

Действие железа. Цинковая обманка может быть разложена железом при достаточно высокой температуре.



Подогревая при 1200 — 1250° смесь из цинковой обманки, окиси железа и древесного угля в таком соотношении, что количество железа превышало на 20% теоретически необходимое для образования FeS с серой цинковой обманки, Про удалось дистиллировать из смеси 80% Zn.

При 190% избытке железа, при соблюдении всех условий предыдущего опыта, возгонка цинка была полная.

При непосредственном действии железа Джонсон констатировал частичное разложение цинковой обманки при 1167°. При 1250° он добился почти полного разложения цинковой обманки с теоретическим расходом железа.

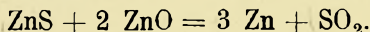
**Действие извести.** По Бертье (Berthier), известь действует на цинковую обманку лишь в присутствии углерода. На основании опытов Про установил, что количество восстановленной известью цинковой обманки зависит при данной температуре от соотношения между цинковой обманкой и известью.

При 75% избытке CaO над теоретически необходимым для абсорбции серы Про разложил полностью цинковую обманку при 1250°. Те же результаты были получены при 1075 — 1100° с 150% избытком CaO.

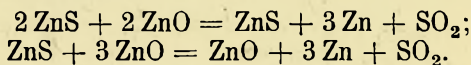
Таким образом, железо и известь могут оказать благоприятное действие при процессе восстановления, разлагая цинковую обманку, которая остается в обожженном продукте, и сернистый цинк, получаемый в первый период возгонки при восстановлении цинковых руд.

В главе, посвященной восстановлению ZnO, приведены численные результаты заводских опытов, подтверждающие благоприятное действие железа. Прибавим только, что процент железа в шихте, идущей на восстановление, должен быть в определенной пропорции, для предупреждения образования легкоплавких силикатов, энергично разрушающих реторты, в которых происходит восстановление руды.

**Действие окиси цинка.** ZnS и ZnO могут соединяться при высокой температуре в разных пропорциях, с выделением сернистого газа. По Перси, при продолжительном нагреве проходит реакция с выделением цинка по уравнению:



Если количества ZnS и ZnO превышают соотношения, указанные в у-нии, восстановление будет неполное.



На практике эти реакции не играют существенной роли в металлургии цинка.

**Действие окиси свинца, PbO.** При действии окисью свинца на сернистый цинк при высокой т-ре образуется, по Бертье, Pb, ZnO и SO<sub>2</sub>. Однако действие PbO, очевидно, лишь частичное и случайное.

**Действие водорода.** По Бертье, водород не оказывает на ZnS никакого действия. Морзе (Morse), напротив, восстановил сернистый цинк водородом. Образующийся сероводород реагирует в дальнейшем с парами цинка, образуя снова ZnS.

**Действие паров воды.** Пары воды, по Томасу (Thomas), частично разлагают сернистый цинк при т-ре 650° с образованием

$\text{ZnO} + \text{H}_2\text{S}$ . Углекислота на  $\text{ZnS}$  не действует ни при какой температуре. Таким образом действие угля, железа и извести, которые можно было бы применять для разложения цинковой обманки, протекает в условиях, неприемлемых в заводском масштабе.

Чтобы извлечь цинк из цинковой обманки с применением углерода в качестве восстановителя, необходимо перевести цинковую обманку с помощью обжига в окисное состояние.

Кроме окиси, сульфида и силикатов цинка, в металлургии цинка значительную роль играют также серноокислый и хлористый цинк.

### СУЛЬФАТ ЦИНКА, $\text{ZnSO}_4$

При обжиге цинковой обманки в струе воздуха при т-ре красного каления образуются к концу операции, кроме  $\text{ZnO}$  и  $\text{SO}_2$ , разные количества  $\text{ZnSO}_4$ . Теплота образования сульфата из  $\text{ZnO}$  и  $\text{SO}_3 = 52,900$  кал. на грамм - молекулу. По Гофману, сульфат цинка начинает разлагаться при  $528^\circ$ . Однако при этой температуре диссоциация незначительна.

Скорость разложения зависит от толщины слоя. Гофману удалось перевести в  $\text{ZnO}$  слой сульфата толщиной в 6,4 мм при подогреве его в течение 12 часов при температуре  $836^\circ$ . Уменьшив толщину слоя до 1 мм, он получил те же результаты при  $770^\circ$ .

По Дёльцу и Грауману, разложение  $\text{ZnSO}_4$  протекает быстро, но не полно при  $770^\circ$ . Удаление последней части  $\text{SO}_2$  затруднительно, особенно если работают в условиях, не позволяющих быстро отводить газы —  $\text{SO}_2$  и  $\text{SO}_3$ .

На основании опытов Фридрих установил, что при нагревании сульфата цинка, не удаляя при этом образующихся газов струей воздуха, получается при  $840^\circ$  основной сульфат  $3\text{ZnO} \cdot 2\text{SO}_3$ , который полностью разлагается лишь при  $935^\circ$ .

Эти результаты не подтверждают выводов предыдущих авторов, которым удалось разложить сульфат цинка при более низкой температуре, оперируя в условиях, при которых получаемые сернистые газы удалялись из процесса.

Условия разложения сульфата цинка были изучены также Мостовичем. Последний исследовал поведение сульфата цинка при нагревании его в струе сухого и чистого воздуха. Он также изучил действие кремнезема, окиси железа, извести и некоторых комбинаций этих соединений на сульфат цинка.

По Мостовичу, разложение  $\text{ZnSO}_4$  в струе сухого и чистого воздуха начинается при  $600^\circ$  и протекает полностью при  $850^\circ$ . Степень диссоциации зависит не только от температуры, но также от продолжительности нагрева и скорости, с которой удаляются газы, полученные при диссоциации.

Таким образом разложение может протекать при температуре ниже  $650^\circ$ , но очень медленно. При  $750^\circ$  оно протекает в 17 раз медленнее, чем при  $850^\circ$ .

Ниже приведены некоторые результаты, полученные после часового нагревания:

Т°С	выделялось $\text{SO}_2$	Т°С	выделялось $\text{SO}_2$
600	0,40%	750	34,60%
650	3,04%	800	60,30%
700	9,84%	850	99,60%



Сульфат, который применялся для этих опытов, предварительно нагревался в течение 2 часов при  $550^{\circ}$ , причем не было заметно ни малейшего разложения.

Автор повторил затем этот опыт, прибавляя к сульфату кремнезем в пропорциях, достаточных для получения моно- ( $2 \text{ZnSO}_4 \cdot \text{SiO}_2$ ), би- ( $\text{ZnSO}_4 \cdot \text{SiO}_2$ ) и трисиликата ( $2 \text{ZnSO}_4 \cdot 3 \text{SiO}_2$ ).

Разложение протекало так же, как и при отсутствии кремнезема. Лишь после часового нагрева при  $850^{\circ}$  можно было установить почти полное удаление  $\text{SO}_2$ . Нерагирование кремнезема легко объяснимо, так как силикаты цинка образуются при температурах, значительно превышающих  $850^{\circ}$ .

В третьей серии опытов Мостович прибавлял к сульфату цинка окись железа до получения смесей:  $\text{ZnSO}_4 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $2 \text{ZnSO}_4 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ . Опираясь, как раньше, в струе чистого и сухого воздуха, он установил, что окись железа начинает оказывать действие при  $700^{\circ}$ . При этой температуре было удалено 16% всего количества  $\text{SO}_3$ .

При  $800^{\circ}$  эта цифра поднялась до 85%, что связано с образованием ферритов цинка. Полное разложение было достигнуто при  $850^{\circ}$ .

В присутствии извести или  $\text{CaCO}_3$  имеют место реакции перехода  $\text{SO}_3$  ст сульфата к извести. Реакции начинаются при очень низкой температуре и энергично протекают при  $850^{\circ}$ . Опыты были проделаны с различными смесями из этих элементов.

Феррит кальция ( $\text{CaFe}_2\text{O}_3$ ) и силикат кальция ( $\text{CaSiO}_3$ ), подогретые вместе с  $\text{ZnSO}_4$ , могут отнять часть  $\text{SO}_3$  у сульфата.

Гофман и Ванюков, опираясь в струе сухого воздуха, добились при  $720^{\circ}$  полного перехода  $\text{ZnSO}_4$  в основной сульфат:  $3 \text{ZnO} \cdot 2 \text{SO}_3$ .

Полное разложение последнего соединения с образованием  $\text{ZnO}$  было достигнуто при  $767^{\circ}$ .

При обжиге цинковой обманки, протекающем при температуре  $850 - 900^{\circ}$ , на практике можно получить обожженный продукт, не содержащий сульфата цинка, в том случае, если спекание руды, которое препятствует разложению  $\text{ZnSO}_4$ , не имеет места.

По Папу (Pape), разложение сульфата цинка значительно облегчается, если до кальцинации смешать его с окисью цинка (в гидрометаллургии цинка). На практике прибавляют  $\text{ZnO}$  к концентрированному раствору  $\text{ZnSO}_4$  до получения шламма, который высушивается и кальцинируется.  $\text{ZnSO}_4$  может разлагаться углеродом. По Гей-Люссаку (Gay-Lussac), сульфат цинка при наличии избытка углерода разлагается при темно-красном калении. Конечный продукт состоит из  $\text{ZnO}$ . Газовая смесь, которая при этом получается, состоит из двух объемов сернистого ангидрида и одного объема  $\text{CO}_2$ .

При быстром нагреве до белого каления смеси сульфата цинка и углерода Гей-Люссак нашел, что цинк в остатках находится в сернистом состоянии. Газы, которые выделяются при этом, состоят главным образом из окиси углерода, затем сернистого ангидрида и  $\text{CO}_2$ .

Условия разложения  $\text{ZnSO}_4$  углеродом были изучены Гофманом. Последний установил, что действие углерода начинает сказываться в слабой форме при  $409^{\circ}$  и постепенно усиливается при  $425, 463, 475$  и  $500^{\circ}$ . Однако при этих температурах оно ослабевает через несколько часов. При  $528^{\circ}$  действие углерода делается более энергичным, но все же только частичным.

При наиболее благоприятных условиях 19,86% S, входящие в состав сульфата цинка, могут быть снижены до 3,47%, из коих 1,41% S находится в сульфидном, а 2,06% S в сульфатном состоянии.

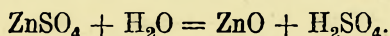
В таблице, приводимой ниже, даны результаты, полученные Гофманом.

Но м е р а о п ы т о в	1	2	3
Избыток углерода над теоретически необходимым . . . . . (раз.)	6	8	22
Продолжительность нагрева (час.) . . .	7	13	27
Температура (градусы) . . . . .	475	528	528
Потеря в весе сульфата цинка (в %%) . . . . .	6,27	30,55	42,61
S <sub>2</sub> в остатках (%%) . . . . .	сл.	0,61	1,41
S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> в остатках (%%) . . . . .	17,80	6,85	2,06

Сульфат цинка может также реагировать при высокой температуре с ZnS по следующему уравнению:



По Томасу (Thomas), пары воды, начиная с 600°, быстро разлагают сульфат цинка; при 820° — разложение полное:



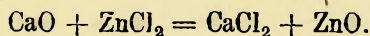
Парами воды можно таким образом разложить сульфат цинка при более низкой температуре, чем при обжиге в струе воздуха.

Сульфат цинка в водном растворе легко разлагается электротоком. Цинк осаждается на катоде. Этим свойством пользуются для извлечения цинка из руд электролизом.

### ХЛОРИСТЫЙ ЦИНК И ХЛОРОКИСИ

Эти соединения имеют промышленный интерес, так как находятся в виде цинковой золи в остатках от гальванизации и продаются на цинковые заводы.

Хлористый цинк  $\text{ZnCl}_2$  плавится при 262°. Кипит при 730°. Может разлагаться известью:



Расплавленный или растворенный хлористый цинк может подвергаться электролизу.

Так же, как и хлористые соединения, хлорокиси летучи при т-ре красного каления и разлагаются известью. При определении стоимости хлористых остатков часть цинка в количестве, эквивалентном содержанию хлора, т. е.



одна часть цинка на 2 части  $\text{Si}$ , в расчет не принимается. Остальной цинк называется «полезным цинком». Этот способ подсчета объясняется потерями, связанными с наличием хлора, так как при восстановлении в цинковой печи образуются летучие хлориды.

## МЕТАЛЛУРГИЯ ЦИНКА

Большая часть цинка получается сухим способом. В некоторых случаях с успехом применяют комбинированный метод сухого и мокрого способа.

В странах, располагающих дешевой электроэнергией, довольно продолжительное время пробовали получать цинк электротермическим способом. За последнее время в этом направлении имеются серьезные достижения.

Электролитический способ извлечения цинка в течение последних нескольких лет приобрел промышленное значение. В настоящее время этот способ применяется на многих заводах.

### ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦИНКА СУХИМ СПОСОБОМ

**Основные соображения.** На цинк в состоянии окиси, в виде которой он существует в руде (кальцинированный галмей) или получается при обжиге (цинковая обманка), действуют углеродом (на практике большей частью тощим углем) при температуре, достаточно высокой для процесса восстановления.

Силикаты цинка, которые, помимо окиси, могут находиться в руде, также восстанавливаются углеродом, но при более высокой температуре.

Температура, при которой цинк освобождается от соединения с кислородом, определяет его получение в парообразном состоянии. Эти пары должны конденсироваться в отсутствии воздуха и углекислого газа, которые могут снова образовать окись цинка.

Кроме того, конденсация может протекать в определенных температурных пределах: практически между  $450^\circ$  и  $500^\circ$ .

Чтобы соблюсти эти условия и, следовательно, предохранить пары цинка от окисления, восстановительный процесс проводится в ретортах или муфелях из огнеупорного материала, небольших размеров, вмещающих небольшую загрузку.

К этим ретортам приставляются конденсаторы из огнеупорной массы, в которых цинк конденсируется в жидкое состояние.

Чтобы конденсация была по возможности полной, т-ра паров цинка в конденсаторе должна постепенно возрасти до  $500^\circ$ . При этой т-ре напряжение паров цинка составляет 5 мм ртутного столба, и потери цинка на улетучивание и на конденсацию в пылевидное состояние доводятся до минимума.

При резком охлаждении пары цинка конденсируются не в жидкое, а в пылевидное состояние (цинковая пуссьера). Этим обстоятельством объясняется, почему цинковая пуссьера образуется в начале дистилляции шихты, когда конденсаторы еще не достаточно нагрелись.

К этому важному моменту конденсации мы вернемся при изучении условий восстановления руд в цинковых печах.

Частая смена реторт и потери цинка (на улетучивание, на образование пуссьеры, в стенках реторт и от неполного восстановления руды), в сумме

часто превышающие 10%, делают этот основной способ получения цинка, применяемый в настоящее время, очень дорогим, пригодным лишь для переработки богатых цинком руд.

Отсюда понятны многочисленные опыты по замене сухого способа мокрым, или электролизом.

В последние годы мокрый способ нашел широкое применение в связи с использованием электролиза для осаждения цинка. Этот способ, который позволяет получать чистый цинк, часто встречает серьезные технические затруднения при его применении. Возможность его применения зависит также от стоимости электроэнергии. С этой точки зрения страны, обладающие дешевой водной энергией, находятся в относительно благоприятных условиях.

### КАЛЬЦИНИРОВАНИЕ КАЛАМИНА

Кальцинация галмея имеет целью возможно полное превращение карбоната цинка в окись. В результате происходит значительное обогащение руды.

Молекулярные веса  $ZnCO_3$ ,  $ZnO$  и  $CO_2$  соответственно равны: 125, 81 и 44. Удаление  $CO_2$  теоретически обуславливает потерю в весе более 35%.

Если каламин содержит водные силикаты, то в результате кальцинации происходит обезвоживание. Кроме того, при кальцинировании часть карбонатов, которые ассоциируют смитсонит, как то:  $PbCO_3$ ,  $FeCO_3$ ,  $MgCO_3$ ,  $CaCO_3$ , также разлагается.

Разложение карбонатов при нагревании было изучено Фридрихом. Автор применил аппарат, в котором выделяющаяся углекислота не увлекалась током воздуха. Установленные т-ры разложения должны поэтому рассматриваться как максимальные.

Результаты, полученные при этих опытах:

С о с т а в:					Р е з у л ь т а т ы:
Каламин . . . . .	$ZnCO_3$ 98,6%		$CaCO_3$ 1,28%		При 600° улетучилось 99,4% $CO_2$ .
Сидерит . . . . .	$FeCO_3$ 1) 95,1% 2) 80,9% 3) 80,2%	$MnCO_3$ 4,4 14,6% 16,1%	$MgCO_3$ — 1,42% —		При 650° $CO_2$ улетучилась полностью. Аккерман получил те же результаты в газовой струе при 400°.
Церузит . . . . .	98,3% $PbCO_3$				При 335° образование основного карбоната. При 500° полное разложение.
Магнезит . . . . .	$MgCO_3$ 94,11	$FeCO_3$ 0,84	$CaCO_3$ 0,50		При 750° удаляется 96,5% $CO_2$ ; при 950° возгоняется 98,4% $CO_2$ .
Марганцовый карбонат . . . . .	$MnCO_3$ 1) 90,66 2) 91,50	$FeCO_3$ 3,47 6,00	$CaCO_3$ 3,82 —	$SiO_2$ 1,90 —	Полное разложение обоих образцов произошло при 700°.
Карбонат кальция . . . . .	Шпат: $CaCO_3$ — 99,00 $FeCO_3$ — 0,82		Аррагонит 99,5% —		При 1100° удаляется 99,9% $CO_2$ из шпата и 99,0% $CO_2$ из аррагонита.



Доломит . . . . .	MgCO <sub>3</sub>	CaCO <sub>3</sub>	FeCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	При 830° удаляется 38 — 40% всей углекислоты.
	1) 41,79	54,5	4,17	—	Полное разложение при 1 130°.
	2) 45,02	55,09	—	0,14	
	3) 45,00	55,02	—	0,12	
Стронцианит . . . . .	SrCO <sub>3</sub>	CaCO <sub>3</sub>	FeCO <sub>3</sub>		Начало разложения при 1 100°.
	87,18	12,42	0,40		
Витерит . . . . .		BaCO <sub>3</sub> — 99,5			Начало разложения при 1 100°.

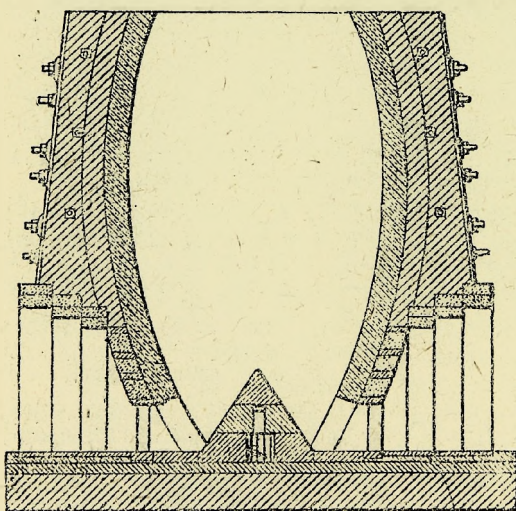
Кальцинирование имеет целью не только обогащение руды: последняя кроме того делается при этом пористой, что облегчает последующее восстановление ее углеродом.

На практике при кальцинировании имеют дело с невысокими температурами, чтобы не вызвать восстановления и, следовательно, улетучивания цинка и избежать аггломерирования массы. В виду этого в кальцинированном галмее всегда остается известный процент углекислого цинка и прочих неразложившихся карбонатов.

Кальцинирование можно производить в кучах, стойлах, шахтных и отражательных печах. Мы рассмотрим лишь два последних способа, так как нагревание в кучах или стойлах дает неудовлетворительные результаты

### КАЛЬЦИНИРОВАНИЕ КУСКОВОГО КАЛАМИНА

Кусковой каламин (галмеез), как известно, кальцинируется в шахтных печах. В настоящее время на многих установках применяются шахтные



Фиг. 2.

печи, в которых топливо (тощий уголь или мелкий кокс) смешивается с рудой. По этой системе, зола горючего остается в руде, снижая тем самым относительное содержание цинка. С другой стороны, железистая легкоплавкая зола способствует образованию аггломератов, что нарушает нормальный ход операции.

С этой точки зрения выгоднее применять малозольное топливо.

На фиг. 2 представлен вертикальный разрез печи для кальцинирования.

Шахта яйцевидной формы, имеет 5 м в высоту. Диаметр наибольшего сечения, немного

выше середины, по высоте, имеет 2,6 м; колошник имеет в диаметре 2,20 м.

Внизу находятся 4 отверстия, через которые удаляется кальцинированный галмей.

Чтобы облегчить спуск руды, на дне печи по вертикальной оси последней

поставлен конус с углом у вершины в  $65^\circ$ . Конус делается из чугуна для предупреждения изнашивания от истирания и может быть сплошным или снабжен отверстиями для воздуха, подводимого по каналу в нижнюю его часть.

Внутренняя футеровка в нижней наиболее нагреваемой части печи делается из огнеупорного кирпича. С наружной стороны печь выкладывается из бутового камня. В некоторых печах спускной конус заменяется опрокинутым усеченным конусом с отверстиями для подвода воздуха. Снизу он закрывается решеткой. Прутья решетки вытягиваются или раздвигаются, и кальцинированная руда падает в вагонетку (фиг. 3).

**Задувка печи.** Задувка печи происходит следующим образом. На высоте 0,5 м от пода печи помещается решетка из железных прутьев. На решетку накладывают слой (постель) из крупного кускового галмея, чем облегчается доступ воздуха при задувке печи.

На галмеем располагают слой дров толщиной в 0,6—0,8 м, который покрывают слоем полutoщего угля. Затем идет слой каламина в кусках, величиной в кулак. На последний чередующимися слоями накладываются дрова, уголь и каламин, пока не заполнится первая треть печи.

Зажигают огонь и ждут, пока он не достигнет верхних слоев загрузки. Когда он достигнет, примерно, середины высоты печи, продолжают загрузку, пока печь не заполнится до колошника. Кс-лоша горючего при этом постепенно уменьшается. При нормальном ходе расход топлива составляет 6—8% от веса сырого каламина. Во время задувки расход топлива доходит до 12—15%.

Когда печь наполнится доверху, выталкивают решетку и удаляют руду, которая находится у разгрузочных отверстий. Последняя, не полностью кальцинированная, поступает снова в печь.

**Практика работы.** В обыкновенных печах, вмещающих 30—50 т, за сутки производятся две загрузки и две выгрузки. Печь должна быть все время полной, пламя не должно пробиваться до колошника, так как это является причиной потерь цинка через улетучивание и может вызвать затухание печи.

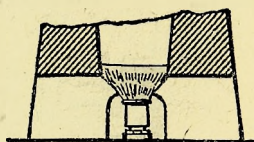
Допустив, что в сутки выгружаются 5—7 т кальцинированного галмея, можно загружать за то же время 6—9 т сырой руды.

Образующиеся настывы сбиваются с помощью ломов через колошниковое отверстие. Если в шихте образуются свищи, их заглушают мелкой рудой. Обыкновенно верхний слой шихты покрывают мелкой рудой, которая насыпается более толстым слоем по окружности, чтобы воспрепятствовать стремлению газов проходить вдоль стенок.

В зависимости от местных условий, стоимость кальцинирования до войны колебалась от 2,5 до 5 франков за тонну кальцинированного галмея.

Печь производительностью в 5 т в 24 часа обслуживается 3 рабочими и расходует 400 кг мелкого кокса.

Чтобы избежать смешивания золы горючего с рудой, стали применять печи с боковыми топками. Эти печи, которые употребляют более дорогое топливо, чем обыкновенные печи, широкого применения не получили.

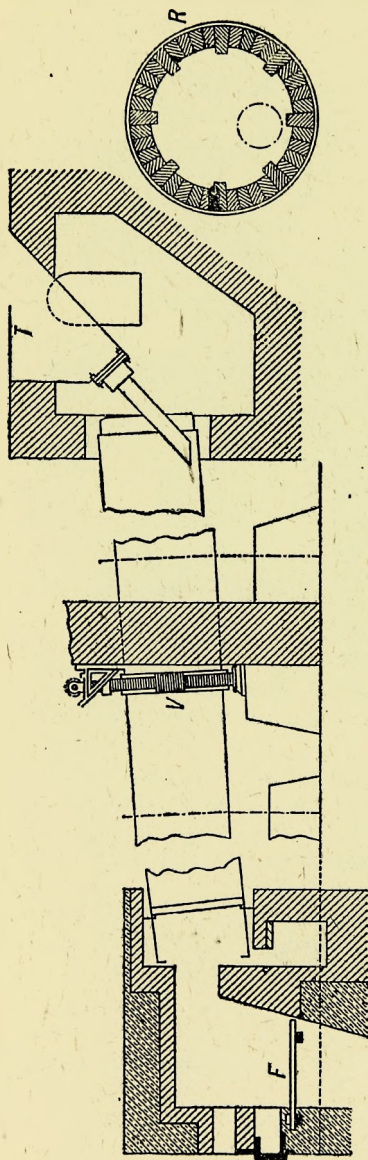


Фиг. 3.



## КАЛЬЦИНИРОВАНИЕ МЕЛКОГО КАЛАМИНА

Мелкий каламин кальцинируется в отражательных печах с неподвижным подом или в вращающихся печах. Типом печи с неподвижным подом служит



Фиг. 4.

одно-или двухподовая печь с непрерывным перегревом. Длина одного подов или двух подов вместе составляет около 12 м. Ширина печи 2,50 м. Последняя должна быть во всяком случае такой, чтобы через рабочие дверцы в одной из длинных сторон печи можно было легко достать руду гребками, которыми оперируют рабочие.

При желании уменьшить расходы на рабсилу можно для кальцинирования каламина применить вращающуюся печь. Последняя (фиг. 4) состоит из цилиндра из листового железа, длиною приблизительно в 13 м, с внутренним диаметром в 1 м и толщиной стенок в 10—12 мм. Цилиндр имеет небольшой наклон и опирается на ряд роликов. У середины цилиндра находится бесконечный винт, сообщающий цилиндру вращение вокруг оси.

Изнутри цилиндр выложен огнеупорным кирпичом слоем в 15 см. Через определенные промежутки кирпичи располагаются уступами, что обеспечивает хорошее переворачивание руды. Последняя загружается через бункер в верхней части цилиндра. Бункер снабжен спускной трубой, свободный конец которой не доходит слегка до кирпичной обмуровки цилиндра. Опусканием трубы внутрь цилиндра можно регулировать скорость загрузки. Наклон цилиндра 7°. Скорость вращения колеблется от 8 до 15 оборотов в час.

Топка расположена в нижней части печи.

Площадь колосниковой решетки равна 0,80—0,90 м.

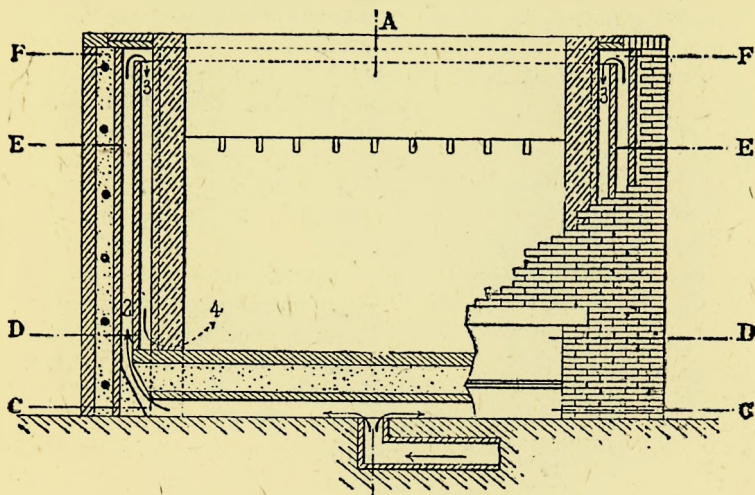
На печи Оксланда (Oxland) можно переработать 15—20 т сырого галмея в 24 часа при расходе топлива (лигнита или

смеси угля и лигнита) в 8—14% от веса кальцинированного продукта.

Помимо отражательных печей и печи Оксланда для кальцинации галмея применяют также каскадную печь «Шпирек» (Spirek), имеющую широкое распространение в металлургии ртутн.

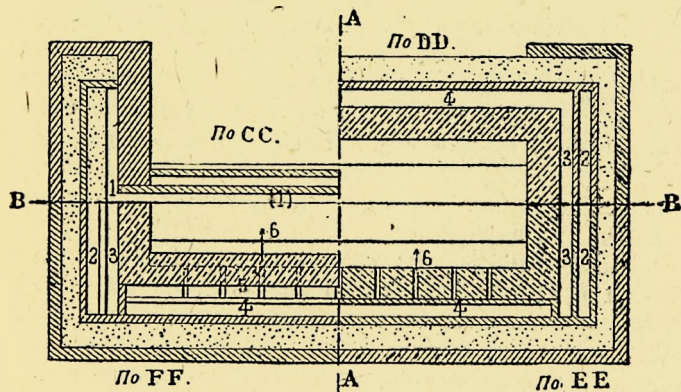
В последнее время на рудниках Сев. Африки нашла применение шахтная печь Жалабера (Jalabert) с дутьем и рекуперацией тепла и конвертор Мерсье-Пажейраля (Mercier-Pageyral).

Шахтная печь Жалабера (фиг. 5—7). Шахта печи имеет 3 м в длину и 3 м в высоту. Ширина печи до высоты в 2,2 м от осно-



Фиг. 5. Вертикальный разрез по ВВ.

вания равна 1 м. Выше печь суживается до 0,8 м. Все четыре стенки вертикальны. Стенки печи с длинных сторон на высоте 2,2 м от основания сдвигаются на 0,1 м каждая. Наружные размеры печи: длина 4—6 м,



Фиг. 6. Разрез по горизонтальной плоскости.

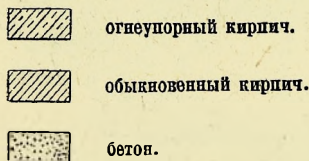
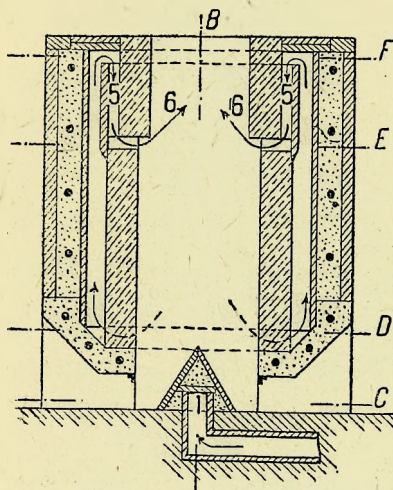
ширина 2,50 м. В нижней части печи, по всей ее длине, расположены 2 разгрузочных отверстия.

Вся конструкция опирается таким образом на торцовые стенки. Изнутри, в верхней половине, стенки делаются из огнеупорного кирпича.



У пода печи, по всей ее длине, имеется треугольная призма, сделанная из кирпича и бетона, по бокам которой спускается кальцинированная руда.

Воздух для горения подается вентилятором в канал, расположенный посередине призмы. Из канала он попадает в нагревательные камеры, расположенные в четырех стенках печи. Чтобы удлинить путь проходящего воздуха, камеры разбиты перемычками на отделения. Воздух циркулирует снизу вверх в наружных камерах торцовых стенок, затем сверху вниз в внутренних камерах тех же стенок. Затем воздух попадает в камеры с длинной стороны печи, которые он проходит снизу вверх, и через 12 отверстий, проделанных в длинных стенках ниже порога, поступает в печь.



Фиг. 7. Вертикальный разрез по АА.

Когда печь на ходу, шихта ниже сопел уже подверглась кальцинации и по мере опускания отдает свое тепло воздуху, циркулирующему в стенках.

Кальцинация производится исключительно в части печи над соплами.

Производительность печи составляет 6—10 т кальцинированной руды в сутки. Шихта состоит из смеси руды и тощего угля или древесноугольной пыли. При нормальном ходе расход топлива составляет 6% от веса сырой руды.

В 1920 году в Алжире стоимость передела тонны кальцинированной руды составляла 16 франков.

Конвертор Мерсье-Пажей-Ралья. Этот аппарат распространен на небольших предприятиях, имеющих в большом количестве в Алжире и Тунисе, запасы руд у которых недостаточны, чтобы оправдать установку печи.

Конвертор имеет вид небольшой металлургической шахтной печи с подачей воздуха снизу. Работа на конверторе периодическая. На нем можно перерабатывать мелочь от 1 до 20 мм.

Конвертор конической формы; верхний диаметр 1,20 м, нижний — 0,80 м. Высота — 0,90 м. Стенки сделаны из железных листов в 10 мм толщиной. Внизу листы снабжены квадратными отверстиями с стороной в 4 мм.

Под ними прикреплена воздушная коробка высотой в 0,18 м, соединенная с вентилятором, подающим воздух через трубу диаметром 0,1 м. Конвертор опирается на колонки и может качаться. Руда загружается в смеси с антрацитом в отношении 40 кг топлива на тонну руды. Шихта забрасывается слоями толщиной в 15—20 см в предварительно разогретый дровами конвертор. В то же время пускается дутье под давлением в 12 см воды. Когда огонь доходит до верхнего слоя, операция считается законченной.

Продолжительность операции для кальцинации 1300 кг руды составляет 4,5 часа.

Операцию нужно вести очень осторожно, чтобы избежать потерь цинка через улетучивание. При хорошей работе потери не превышают 1%.

Стоимость переработки одной тонны сырого каламина по ценам 1920 г. на исходные материалы и рабсилу составляла 4 франка.

#### О ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ СЫРОГО КАЛАМИНА В ВОССТАНОВИТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ ВМЕСТЕ С ДРУГИМИ РУДАМИ

Как общее правило, галмей кальцинируется на рудниках, чтобы уменьшить транспортные расходы. Заводы получают только кальцинированный галмей. В исключительных случаях возможно однако примешивание к руде, идущей на восстановление, 30% сырого галмея без ущерба для производства. Карбонат цинка разлагается при низкой температуре и освобождается от  $\text{CO}_2$  до начала восстановления окиси цинка. Не приходится таким образом опасаться, что  $\text{CO}_2$  будет окисляюще действовать на цинк. Кроме того, так как диссоциация  $\text{ZnCO}_3$  происходит постепенно, выбросов шихты, которые вызвали бы излишние потери цинка, также не получается.

Непосредственное восстановление сырого галмея является исключением, так как невыгодно уменьшать содержание цинка в смеси, идущей на восстановление, и вводить в печь продукты, на разложение которых расходуется дорогое топливо.

#### ОБЖИГ ЦИНКОВОЙ ОБМАНКИ

Цинковая обманка в том виде, в котором она поступает на заводы, представляет смесь сернистого цинка с разными количествами свинцового блеска и пирита. Кроме того, в ней имеется, и часто в очень заметных количествах: глина, кремнезем, карбонат кальция и магния. В небольших пропорциях включены: сернистые соединения мышьяка, сурьмы, серебра, меди, кадмия. Очень часто бленда содержит плавиковый шпат, барит и изредка киноварь.

Количества, в которых эти многочисленные соединения могут ассоциировать цинковую обманку, очень разнообразны.

Ниже приведены предельные содержания элементов в 13 анализах сырой цинковой обманки в процентах:

Zn	Pb	Ag и Au	As	Sb	Hg	Cu
25,22 — 57,0	2,7 — 17,66	51 — 1,410	0 — 2,0	0 — 0,85	0 — 0,26	сл. — 1,32

Cd	Fe	$\text{Al}_2\text{O}_3$	Mn	CaO	MgO
0,06 — 0,55	1,32 — 18,72	сл. — 1,71	0 — 0,56	сл. — 4,0	0,07 — 1,02



F	S	CO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub> (в свободном состоянии и в виде глины)
0 — 0,23	17,76 — 33,80	0,24 — 12,6	0,40 — 22,86

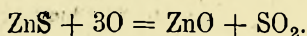
В общем, соединения железа и свинца, кремний (в виде кварца и глины) и карбонаты кальция и магния являются теми составляющими, которые могут сопровождать ZnS в более или менее значительном количестве.

Обжиг цинковой обманки имеет целью максимальное удаление серы. Как было раньше указано, сернистый цинк очень трудно восстанавливается углеродом; железо и известь при восстановлении способствуют разложению остатков ZnS. Действие железа и извести заметно сказывается, когда они имеются в избытке по отношению к ZnS и тесно смешаны с последним; когда небольшое количество ZnS в шихте разбавлено большими количествами других материалов, их действие ослабевает. Как бы тщательно ни проводился обжиг, полного удаления серы никогда не происходит. Она всегда остается в некотором количестве, в зависимости от качества работы и, в особенности, от состава сырой руды.

Ниже будут изучены те изменения, которые претерпевают при обжиге различные компоненты, входящие в состав цинковой обманки.

#### ИЗМЕНЕНИЯ СОСТАВНЫХ ЧАСТЕЙ ЦИНКОВОЙ ОБМАНКИ ПРИ ОБЖИГЕ

**Сернистый цинк.** При нагревании в присутствии воздуха ZnS окисляется:



Фридрих установил температуру, при которой начинается окисление, и указал зависимость этой температуры от величины зерна.

Зерна величиной в 0,1 мм начинают окисляться при 647°, в то время как для зерен > 0,2 мм запах серного ангидрида делается ощутимым лишь при 840°.

Часть получаемого SO<sub>2</sub> при обжиге окисляется в SO<sub>3</sub>. Последний переводит часть окиси цинка в сульфатное состояние.

В печах для обжига цинковой обманки сернистые газы в течение всего процесса уносятся током воздуха. Температура в 900°, которая устанавливается при нормальной работе печи, достаточна, чтобы обеспечить полное разложение сульфата цинка, при условии, если производится тщательное перегревание руды для избежания спекания последней.

Доставляемая на цинковые заводы блenda для обжига содержит большее или меньшее количество железа. Содержание последнего иногда доходит до 20%.

Гофман установил, что температура воспламенения цинковой обманки, богатой железом, выше, чем руды с небольшим содержанием последнего. Он проделал опыты с 3 образцами руды, следующих составов:

Р у д а	Zn	Fe	S	Pb	SO <sub>2</sub>	Cd
I. Joplin . . . . .	66,32	0,45	32,54	—	не опр.	не опр.
II. Warren . . . . .	53,94	8,50	31,37	3,82	0,82	сл.
III. New-Mexico . .	—	13,40	—	—	—	—

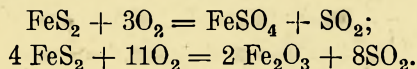
Многочисленные определения дали следующие результаты:

Цинковая обманка (образцы)						Температура воспламенения
I) . . . . .						480°
II) руда пропущена через сито с 8—12 отверст. на линейн. дюйм . .						557°
II) » » » » » 80 » » » » . .						515°
III) . . . . .						534°

Разница в 42°, установленная в результате двух серий опытов с обманкой II, объясняется разной величиной зерен. Наличие железа в виде изоморфного сернистого соединения замедляет обжиг цинковой обманки. Это видно из результатов опытов, сделанных Минором (Minor).

Содержание железа в обжигаемой цинковой обманке	°/о серы после обжига в течение:					
	1 час.	2 час.	3 час.	4 час.	5 час.	6 час.
2,33% . . . . .	10,32	2,86	1,80	1,71	0,95	0,08
13,12% . . . . .	24,33	21,95	20,65	17,02	2,15	0,18
2,06% . . . . .	13,69	6,27	1,23	0,22	0,16	0,06
15,94% . . . . .	27,25	24,30	18,25	11,94	4,27	0,04

Сернистые соединения железа. При недостатке воздуха пирит (FeS<sub>2</sub>) начинает диссоциировать при 200°. При 700° разложение на сернистое железо и серу происходит полностью. Пирит, окисляясь в присутствии воздуха, дает сульфаты и окислы железа:



Сернистое железо (FeS), которое может получаться от разложения пирита или находится в руде в ассоциации с ZnS, окисляется сначала в FeO, которое переходит затем в Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

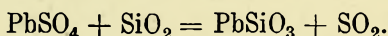
Часть этих окислов может перейти в сульфаты. Горение серы сульфидов железа способствует повышению температуры обжига. Сульфаты железа, получаемые при окислении сульфидов, впоследствии разлагаются полностью.

К. Фридриху, оперировавшему в условиях, при которых сернистые газы не удалялись непрерывно током воздуха, как это имеет место в обжиговых печах, удалось перевести сульфаты железа в окись (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) при 700°, т. е.



при температуре значительно ниже той, которая получается при процессе обжига цинковой обманки.

**Сернистый свинец.** Под действием тепла и кислорода воздуха свинцовый блеск образует  $PbO$ ,  $PbSO_4$  и  $SO_2$ . Так как обжиг протекает в присутствии других сульфидов и, следовательно, в атмосфере, содержащей значительное количество сернистого газа, то количество  $PbSO_4$ , которое может образоваться, бывает часто весьма значительным. Если цинковая обманка бедна кремнеземом, сульфат свинца, не разлагаясь при существующей температуре обжига, остается в неизменном состоянии до конца обжига. Если же цинковая обманка сильно кремниста, что на практике встречается более часто, то в этом случае сульфат свинца переходит в силикат с выделением серы:



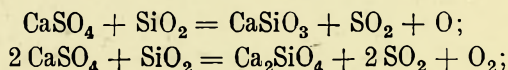
Кремнезем пода печи может способствовать этому разложению.

По Гильперту (Hilpert), действие кремнезема на свинец начинает сказываться при  $720^\circ$  и протекает активно при  $900^\circ C$ .

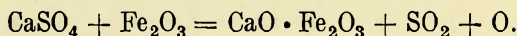
Проске (O. Proske) установил, что окись железа ( $Fe_2O_3$ ) может также вызвать разложение  $PbSO_4$ . Действие его весьма энергично, начиная с  $900^\circ$ , причем большое значение имеет при этом физическое состояние окисла. По мнению автора, окисел, подвергнутый кальцинации при  $1200^\circ$ , действует особо энергично.

**Карбонат кальция.** Карбонат кальция разлагается под действием тепла и кислых газов, которые имеются в атмосфере печи. Под действием  $SO_2$ ,  $SO_3$  и кислорода известь частично переходит в сульфат, который, по определению Гофмана и Мостовича, начинает разлагаться лишь при  $1200^\circ$ . По данным других авторов, полученная известь с неразложившимся сульфатом кальция образует при  $1360^\circ$  легкоплавкую массу.

Кремнезем начинает действовать на сульфат лишь при  $1000^\circ$ . При этом получаются силикаты разных составов в зависимости от содержания  $SiO_2$  и  $CaSO_4$ :



При  $1250^\circ$  разложение сульфата кремнеземом полное. Окись железа также может разложить сульфат кальция. Его действие начинает проявляться при  $1100^\circ$  и сказывается полностью при  $1250^\circ$  по уравнению:



При этой температуре феррит кальция плавится и может растворять сульфат кальция, разлагая последний. Таким образом могут образоваться ферриты кальция разных составов.

Гофман и Мостович установили, что окись свинца не действует на сульфат кальция.

Многие реакции, приведенные выше, протекают при температуре, которая при нормальном ходе операции не достигается в печи для обжига цинковой обманки. Отсюда вытекает, что сульфат кальция, который образуется при обжиге, остается в большей своей части неразложившимся в обожженной руде.

Общепринято, что при обжиге известковой цинковой обманки известь, по меньшей мере большая ее часть, переходит в  $\text{CaSO}$ . Так как последний не разлагается при т-ре обжига в печи, можно считать нормальным, что в обожженной цинковой обманке каждый атом серы (32) связан с молекулой извести (56). Если, к примеру, цинковая обманка содержит 4% извести, то это заранее определяет наличие 2,28% серы в обожженной руде.

Та точка зрения, что большая часть извести сульфатизируется при обжиге, оспаривалась некоторыми металлургами, которые считали, что если это допущение имело место до сих пор, то это объясняется несовершенным методом анализа обожженной цинковой обманки на определение состояния серы в ней.

При выщелачивании обожженной известковой руды сульфат кальция, который там имеется, может частично получиться от действия извести на сульфат цинка. Последний при этом растворяется, а металл осаждается известью. В результате, часть серы, относимая к извести, на самом деле была связана с цинком в виде сульфата, а присутствие последнего можно отнести за счет неполного обжига руды.

Для разрешения этого спорного вопроса Про произвел ряд опытов, по результатам которых можно было допустить, что большая часть извести в цинковой обманке сульфатизируется при обжиге.

Ниже приведены результаты некоторых опытов. Чистая цинковая обманка из Трансвааля, которая применялась для этой цели, имела в сыром виде следующий состав:

Zn — 61,10%	Fe — 2,25%
S — 31,75%	$\text{CaO}$ — 0,74%
Нераств. осадок — 2,24%.	

К этой обманке, измельченной и прогрохоченной через сито с 200 отверстиями на  $\text{см}^2$ , была прибавлена чистая известь, полученная от обжига мрамора, из расчета 2,5 — 10,0 г на 100 г цинковой обманки.

Изготовленные смеси обжигались в муфельной печи; в задней части муфеля обжигалась испытуемая смесь, а в передней только руда, обе взятые в одинаковых количествах. Таким образом для каждого опыта имелись образцы руды, обожженные при таких же температурных условиях и столько же времени, что и смеси бленды с известью:

Результаты получились следующие:

	% S после обжига
Руда . . . . .	0,44
Смесь с 2% $\text{CaO}$ . . . . .	1,72
Руда . . . . .	0,41
Смесь с 5% $\text{CaO}$ . . . . .	2,86
Руда . . . . .	0,70
Смесь 10% $\text{CaO}$ . . . . .	4,72

Конечная температура при этих опытах доходила до 1025—1050°.

В другой серии опытов была испробована цинковая обманка в том виде, в каком она загружается в обжигательные печи, с размерами зерен в 0,2 мм. Вместо извести был взят исландский шпат.



	% S после обжига
Руда . . . . .	0,47
Смесь с 5% CaO (в виде шпата) . . . . .	2,92
Руда . . . . .	0,38
Смесь с 5% CaO (в виде шпата) и 15% пыле- видного кварца . . . . .	2,49
Руда . . . . .	0,50
Смесь с 6,7% CaO (в виде шпата) + 15 г квар- ца + 15 г PbO . . . . .	3,90

Количество извести, после обжига связанное с серой, колеблется в разных опытах от 71 до 85% от всего количества.

Помимо результатов, полученных лабораторным путем, были проделаны серии опытов в заводском масштабе с трансваальской цинковой обманкой, измельченной до величины зерен в 0,2 мм. Испытуемые смеси загружались в переднюю часть 6-подовой печи Дельпласа (Delplace) и выдерживались 6 часов, в течение которых производился обыкновенно нормальный обжиг цинковой обманки. Во время обжига смеси последовательно передвигались по отдельным подам печи.

В атмосферном и температурном отношении загружаемые образцы находились в тех же условиях, что и руда, поступавшая для обжига на завод, на котором производились эти опыты. Два образца трансваальской руды, измельченные до 0,2 мм, подверглись такой же точно переработке, что и известковые смеси.

Полученные результаты приведены на следующей таблице:

	% S
Образец А . . . . .	0,66
» В . . . . .	0,62
Смесь из 100 г бленды + 8,93 г шпата ( $\approx 5$ г CaO) . . . . .	3,44
» » 100 » » + 10,0 » чистой CaO . . . . .	5,83
» » 100 » » + 12 г шпата ( $\approx 6,72$ г CaO) + 15 г кварца + 15 г Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	3,21
» » 100 » » + 12 » » ( $\approx 6,72$ г CaO) + 15 г кварца + 15 г Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + + 20 г PbO . . . . .	4,51

Эти данные подтверждают результаты лабораторных опытов. То обстоятельство, что процент серы, связанный с известью, более высок, чем в опытах, проделанных в муфельной печи, объясняется тем, что лабораторные опыты проводились при более высокой температуре, чем та, которая наблюдается при нормальном ходе обжиговых заводских печей.

**К р б о п а т м а г н и я .** Это соединение ведет себя аналогично карбонату кальция. Магний большей частью переходит в MgSO<sub>4</sub>; последний менее устойчивый, чем CaSO<sub>4</sub>, частично разлагается в наиболее горячих областях печи.

**К р е м н е з е м .** Кремнезем образует силикаты с различными основаниями. Особенно сильно его действие на сульфат свинца. В рудах, содержащих свинец, кремнезем можно рассматривать как десульфуризатор.

Другие составные части бленды встречаются в незначительном количестве и оказывают лишь второстепенное влияние на обжиг.

Из них:

Сернистая медь. Сернистая медь, окисляясь, дает  $\text{CuO}$  и  $\text{CuSO}_4$ . Последний полностью разлагается между  $850$  и  $900^\circ$ .

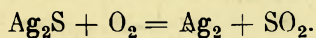
Сернистые соединения мышьяка. Мышьяк большей частью окисляется в  $\text{As}_2\text{O}_5$ , который улетучивается. Другая часть может перейти в твердые арсенаты. Последние при восстановлении могут перейти в мышьяковистые соединения или давать чистый мышьяк, который улетучивается вместе с цинком и частично конденсируется вместе с ним.

Сернистые соединения сурьмы. При большом содержании сернистой сурьмы последняя, как легкоплавкое вещество, может аггломерировать сернистый цинк, препятствуя обжигу.

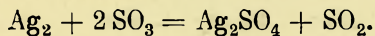
Однако на практике содержание сернистой сурьмы не бывает никогда настолько большим, чтобы последнее обстоятельство имело место.

Небольшое количество сернистой сурьмы, которое имеется в цинковой обманке, частично удаляется в виде  $\text{Sb}_2\text{O}_3$ , частично переходит в твердые антимонаты, которые остаются в обожженной руде. Подобно мышьяку, сурьма при восстановлении может в известных пределах дистиллировать и конденсироваться вместе с цинком.

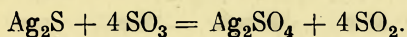
Сернистое серебро. При обжиге получается металлическое серебро, так как окись серебра разлагается при  $400^\circ$ .



Если, как это имело место при обжиге цинковой обманки, свободное серебро приходит в соприкосновение с  $\text{SO}_3$ , часть металла может перейти в сульфатное состояние:



Сульфат серебра получается также при действии  $\text{SO}_3$  на  $\text{Ag}_2\text{S}$ :



По Фридриху, полное разложение сульфата серебра происходит при  $1085^\circ$ , но может протекать и при более низкой температуре.

При обжиге серебристой цинковой обманки потери серебра значительны, что подтверждается тем фактом, что в пламмах свинцовых серно-кислотных камер, связанных с печами для обжига серебристой цинковой обманки, всегда содержится некоторое количество серебра.

Размеры потерь колеблются в зависимости от содержания серебра в бленде и от температуры обжига в печи. При одинаковой температуре обжига руда, содержащая  $1000$  г серебра на тонну, теряет больше серебра, чем руда с несколькими сотнями граммов серебра.

Сандер (K. Sander) отметил потери в серебре в пределах  $10,68 - 12,15\%$  для бленды, содержащей  $230 - 413$  г  $\text{Ag}$  на тонну. Эти исключительно высокие потери можно объяснить либо ненормальной температурой в печи, либо присутствием в руде большого количества летучих веществ. Как общее правило, даже при более богатых серебром рудах потери на улетучивание не столь высоки.

Сернистые соединения кадмия. Сернистые соединения кадмия легко образуют сульфаты. Несмотря на сравнительную устойчивость, сульфат кадмия переходит в окись в последней стадии обжига. Дёльц установил летучесть этого окисла при  $1000^\circ$ .



Остается рассмотреть несколько соединений, которые хотя и не входят регулярно в состав бленды, но встречаются довольно часто в последней.

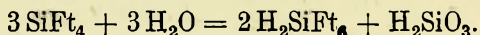
Сернистые соединения ртути. Этот сульфат встречается в цинковой обманке иногда в довольно большом количестве. При обжиге ртуть полностью улетучивается. Если сернистые газы используются для получения серной кислоты, ртуть частично оседает в газоходах, соединяющих печи с камерами, частично находится в камерной кислоте.

Про имел случай проанализировать пыль из газоходов обжиговых печей. В одном образце оказалось 0,7%, в другом — 0,47% Hg. Последний, при промывке водой обогатился до 1,4% Hg, что превышает содержание ртути во многих ртуть-содержащих рудах.

Фтористый кальций. Цинковые обманки, перерабатываемые на цинковых заводах, часто содержат  $\text{CaFt}_2$  в количествах, которыми нельзя пренебречь.

При обжиге  $\text{CaFt}_2$  разлагается сернистым ангидридом, образуя с влагой воздуха, поступающего в печь, сернистую кислоту.

Часть фтора выделяется в виде фтористого кремния. При пропуске газа, полученного от обжига фтор-содержащей цинковой обманки, через воду образуется желатинозный кремнезем, что может происходить лишь по реакции:



Фтористый кремний образуется очевидно при участии кремнезема руды или пода печи.

Специальные опыты, сделанные Про, привели к заключению, что часть фтора получается в виде фтористо-водородной кислоты.

Кремне-фтористо-водородная кислота, попадая в гловер, под влиянием высокой температуры, разлагается на  $\text{HFt}$  в  $\text{SiFt}_4$ . Фтористый водород, энергично действуя на огнеупорные материалы, которые заполняют башню гловера, может быстро вывести последнюю из строя.

С другой стороны, фтористый кремний образует кремневую кислоту, которая смешивается с серной кислотой. Если еще принять во внимание, что фтористо-водородная кислота разъедающе действует на свинцовые камеры, можно заключить, что присутствие фтора в цинковой обманке даже в минимальном количестве может послужить причиной больших неполадок.

На многих заводах отказались перерабатывать фтор-содержащие цинковые руды.

Сульфат бария, стронция и касситерит. Барий встречается довольно часто в цинковой обманке. Бывают случаи, когда содержание его в руде доходит до 10%.

По Мостовичу, сульфат бария начинает разлагаться лишь при 1500°. Если его быстро нагреть до 1580°, он плавится, частично разлагаясь на  $\text{BaO}$ ,  $\text{SO}_2$  и  $\text{O}$ . Это разложение сопровождается поглощением 136 740 кал.

Сульфат бария, по данным того же автора, разлагается кремнеземом и окисью железа при 1000°. Смеси из 6-, би и три силиката размягчаются при 1350° и плавятся при 1400°. Ферриты после охлаждения имеют кристаллическую форму. В расплавленном состоянии они растворяют  $\text{BaSO}_4$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

В общем, реакции, которыми заканчивается разложение барита, не могут протекать при температуре обжига в печи.

Все сказанное о барите можно отнести также к сульфату стронция.

Касситерит ( $\text{SnO}_2$ ), который очень редко встречается в цинковой обманке, кислотоупорен и остается без изменения в обожженной руде.

**Ферриты цинка.** Окись цинка, получаемая при обжиге бленды, может реагировать с другими окислами, в особенности с окисью железа, образуя двойные окислы. Про повторными опытами установил, что если действовать разбавленной серной кислотой на обожженную железистую цинковую руду, то количество цинка, переходящее в растворимое сульфатное состояние, тем менее, чем больше железа содержится в руде и чем выше температура обжига.

Отсюда можно сделать заключение, что в данном случае имеем дело с образованием ферритов цинка, трудно поддающихся действию разбавленной серной кислоты.

Существование соединений из  $\text{ZnO}$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  было также установлено Гофманом. Нагревая смеси из окиси цинка с сульфатом или окисью железа, в которых менялось содержание железа при постоянном количестве цинка, Гофман получил массы, цинк которых не растворялся в полуторуглекислом аммонии, хотя этот реактив полностью растворял кальцинированную окись цинка, применявшуюся при опытах.

По Бруксу (G. S. Brooks), ферриты цинка могут получаться не только при нагревании смеси окислов железа и цинка, но также при обжиге штейна, содержащего  $\text{ZnS}$  и  $\text{FeS}$ , и при нагревании смеси из  $\text{ZnSO}_4$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Температура их образования ниже  $1000^\circ$ . Количество образуемых ферритов получается значительно больше при обжиге естественных сульфидов  $[\text{ZFeS}]$ , известных под названием марматита.

Эти руды, независимо от условий обжига, всегда образуют ферриты.

По Гамильтону (Hamilton), Муррею (G. Murray), Интошу (D. Intosh), соединения из  $\text{ZnO}$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  образуются начиная с  $650^\circ$ . Образование ферритов зависит не только от температуры, но и от продолжительности обжига. Многие металлурги считают, что наличие ферритов цинка в обожженной или кальцинированной руде затрудняет восстановление, так как ферриты считаются более трудно восстанавливаемыми, чем окись цинка. Линдт (V. Lindt) предложил разлагать ферриты до их восстановления, подвергая обожженную цинковую обманку действию газа-восстановителя (генераторного газа) при температуре в  $800$ — $900^\circ$ . Эти соединения удается разрушить, восстанавливая окись железа в закись. Для этой операции автор предложил применить наклонную вращающуюся печь, в которой обожженная горячая руда подвергалась бы действию генераторного газа. Эта операция не была осуществлена в большом масштабе.

Лабораторные опыты Тири (P. Thiry) показали, что ферриты не так уже трудно восстановимы, как это в общем принято. Смесь из 220 г цинковой обманки и 104 г чистого пирита обжигалась в течение 8 часов при температуре  $900$ — $950^\circ$ . При действии серной кислотой 5% концентрации на обожженный продукт растворилось лишь 88,9% всего цинка, в то время как цинковая обманка, обожженная при той же температуре и с той же продолжительностью, растворилась полностью. В данном случае имело место образование ферритов.



Восстановление обожженного железистого продукта с прибавлением 50% древесного угля произошло полностью после 2-часового нагрева при т-ре  $1000^{\circ}$  —  $1150^{\circ}$ .

В другом опыте, при котором температура обжига смеси из пирита и бленды была поднята до  $1100^{\circ}$ , полное восстановление произошло легче, чем в первом случае. Из обожженного продукта, при действии 5% серной кислоты, растворилось лишь 76,7% всего цинка.

При других опытах к смеси цинковой обманки и пирита прибавили свинцовый блеск в таком количестве, что смесь содержала 10% Pb. Обжиг производился при  $900$  —  $950^{\circ}$ . Несмотря на присадку к ZnS и FeS<sub>2</sub> сульфида, который мог давать легкоплавкий окисел (около  $900^{\circ}$ ) и благоприятствовать образованию ферритов, полное восстановление обожженного продукта произошло так же легко, как и с двумя первыми загрузками.

Были проделаны еще опыты с смесями, содержащими одновременно: цинковую обманку, пирит, свинцовый блеск и кварц. Из смеси, содержащей 10% SiO<sub>2</sub> и обожженной в течение 4 часов при  $900$  —  $950^{\circ}$ , растворилось в 5% серной кислоте 84,3% Zn. Остатки после восстановления при  $1100$  —  $1150^{\circ}$  содержали 0,37% всего цинка.

В общем восстановление ферритов цинка не требует значительно повышенной температуры, чем окись цинка. Возможно только, что оно протекает медленнее.

**А л ю м и н а т ы ц и н к а.** Окислы Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и ZnO могут соединяться при высокой температуре. Перси, оперируя с ними в печи Девиля, получил более или менее легкоплавкую массу. При сравнительно невысокой т-ре обжиговых печей сомнительно, чтобы эти окислы соединялись в значительных количествах.

Про констатировал, что восстановление смеси из ZnO и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, нагреваемой в течение многих часов при температуре  $1000^{\circ}$ , не представляло больших затруднений, чем восстановление окиси цинка.

Те же результаты получились с смесью из ZnO и PbO при аналогичных температурных условиях.

Отметим, что потеря в весе при обжиге цинковой обманки колеблется, в зависимости от состава сырой руды, от 12 до 20%.

#### ПРЕДЕЛЫ ТЕМПЕРАТУР, ПРИ КОТОРЫХ ДОЛЖЕН ПРАКТИКОВАТЬСЯ ОБЖИГ ЦИНКОВОЙ ОБМАНКИ

Как мы видели, ZnO и даже ZnS могут при высокой температуре улетучиваться в заметных количествах.

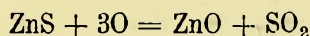
Опыт показал, что серебро также улетучивается, и в значительном количестве, когда температура переходит известные пределы. Очевидно, цинковую обманку нет необходимости нагревать выше температуры, которая требуется для обеспечения десульфуризации, тем более, что при этом не только расходуется бесполезно топливо, но руда получается более компактной и трудно-восстановимой.

В муфельных обжиговых печах, которые в настоящее время наиболее распространены, температура обжига при нормальной работе не превышает  $900^{\circ}$ .

Температура обжига цинковой обманки, особенно в первый период актив

ного окисления, зависит как от количества сжигаемого топлива для подогрева печи, так и от горения серы обжигаемой руды.

Реакция:



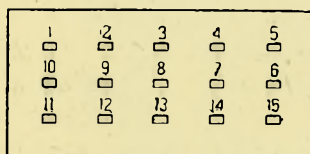
сопровождается выделением 11 455 кал. другими словами: 1 кг бленды выделяет при обжиге 1182 ккал.

Ниже приведены результаты определений температур в обжиговой печи, проделанных Про с помощью пирометра Лешателье.

Замеры температур в печи Эйхгорна стремя подами. Пламя в печи циркулирует под нижним и над верхним подами. 15 рабочих дверей пронумерованы от 1 до 15 (фиг. 8). Обжигаемая руда содержала 22—23% серы.

Т-ра у	3-й	дверцы	(верхний под)	840°
»	»	8-й	(средний »)	825°
»	»	15-й	(нижний »)	810°

Разгрузочное окно.



Фиг. 8.

Замеры температур в шестиподовой печи Дельпласа. Пламя из топки проходит лишь под нижним подом. Обжигаемая руда в сыром виде содержала 20% серы.

А. Наблюдения, сделанные в части печи, расположенной над муфелем, в который загружается уголь:

1 под (верхний)	740°	4 под (верхний)	850°
2 » »	830°	5 » »	855°
3 » »	855°	6 » (нижний)	780°

В. Наблюдения, сделанные в части печи над топкой, составляющей продолжение муфеля:

1 под (верхний)	780°	4 под (верхний)	840°
2 » »	865°	5 » »	840°
3 » »	880°	6 » (нижний)	840°

Отметим, что обжигаемая руда в момент наблюдений не была богата серой.

Томасу (Felix Thomas) удалось снизить температуру, необходимую для обжига цинковой обманки, и усилить процесс обжига, брикетирова руду.

В качестве связующего вещества применялись гудрон и смола, при разложении которых воздух, поступающий при обжиге в печь, насыщался парами воды.

Согласно Томасу, обжиг в этих условиях может протекать при 700 и 750°. Конечная температура не должна быть выше 820°.



## ПРАКТИКА ОБЖИГА

Так как основное стремление при обжиге — наивозможно полная де-сульфуризация цинковой обманки до процесса восстановления, делается ясным, что обжиг в кучах, стойлах или шахтных печах, дающий недостаточно удовлетворительные результаты, неприемлем.

Практичными оказались лишь отражательные и муфельные печи. До поступления в обжиг цинковая обманка измельчается до 1—2 мм, чтобы сера могла полностью окислиться воздухом.

Сернистые газы, получаемые при обжиге в отражательных печах, смешиваются с топочными газами и, следовательно, делаются негодными для получения серной кислоты. Эти печи применяются лишь тогда, когда имеется возможность получаемые сернистые газы выпускать прямо в воздух, не опасаясь их разрушительного действия на окрестности.

Муфельные печи, на которых работа не тяжелее, чем на отражательных, дают сернистые газы, достаточно богатые и чистые, чтобы они могли быть использованы для фабрикации серной кислоты. Если принять во внимание, что улавливание сернистого ангидрида устраняет всякий вред для людей, животных и растительности окрестностей, смежных с заводом, делается понятным, что обжиг в муфельных печах полностью вытеснил старый способ работы. В Бельгии, напр., этот способ обжига стал единственным.

### ОБЖИГ В ОТРАЖАТЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Отражательные печи, применяемые для обжига цинковой обманки, делаются, как правило, с неподвижным подом. Руда перегревается вручную или механическим способом.

ОТРАЖАТЕЛЬНЫЕ ПЕЧИ С НЕПОДВИЖНЫМ ПОДОМ И РУЧНЫМ ПЕРЕГРЕВАНИЕМ. Печи этой категории делаются одно- или двухподовые с непрерывным перегреванием.

Одноподовые печи более удобны как в смысле загрузки, так и манипуляции с рудой. Кроме того, имеется возможность хорошо использовать тепло горючих газов, пропуская последние, после оставления ими рабочего пространства печи, по каналам в поду.

Длина пода печи делается тем больше, чем выше содержание серы в обжигаемой цинковой обманке. На практике длина пода не превышает 12 м. Что касается ширины, то она меняется в зависимости от того, имеются ли рабочие дверцы с обеих длинных сторон печи или только с одной стороны. В первом случае ширина может доходить до 4 м. Во втором случае ограничиваются 2,5 м. При этом рабочий может легко добраться гребком до любой точки в печи.

Печи часто снабжаются дверцами лишь с одной стороны, чтобы избежать охлаждения печи и, следовательно, излишнего расхода топлива. По этим же причинам число рабочих окон ограничивается количеством, необходимым для обслуживания печи.

Расстояние от свода до пода печи — 0,5 м. Отверстие в своде в противоположном от топки конце печи предназначено для загрузки печи.

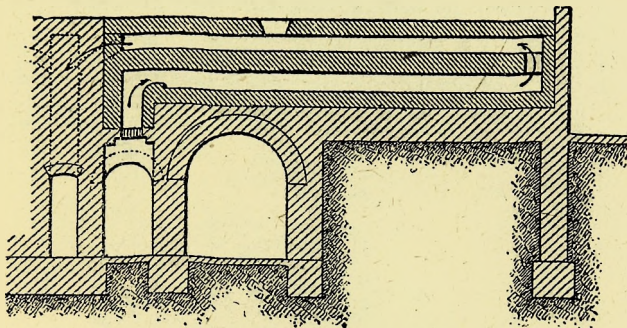
По Туму (Thum), в печи размерами 12 × 2,5 м с топочной колосниковой решеткой в 2 × 0,45 м можно обжечь в 24 часа 3 т цинковой обманки

при расходе угля около 33%. Каждые 6 часов загружают 750 кг руды. Выгрузка производится через каждые 6 часов.

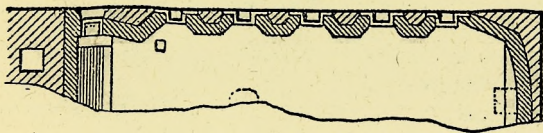
На фиг. 9 и 10 показана двухподовая печь. Длина каждого пода 7,3 м, ширина 2,5 м, высота рабочего пространства — 0,40 м. Каждый под обслуживается через 5 рабочих дверец, расположенных с одной стороны.

Топка, которая достаточно глубока и работает как газогенератор, имеет в продольном сечении 0,75 м.

Загрузка производится через свод. Полная загрузка печи составляет 3 т, из которых 2 т находятся на верхнем поду, а 1 т лежит тонким слоем на нижнем поду. Каждые 5 час. выгребают 1 т обожженной руды. Последняя



Фиг. 9.



Фиг. 10.

заменяется эквивалентным количеством сырой руды, загружаемой на верхний под. Производительность печи 5 т в 24 часа.

Расход топлива 25% от веса сырой руды. 4 печи составляют один массив.

Отражательные печи с неподвижным подом и механическим перегреванием. Применение этих печей имеет целью уменьшить расход на рабсилу, так как зарплата входит значительной составляющей в стоимость обжига цинковой обманки.

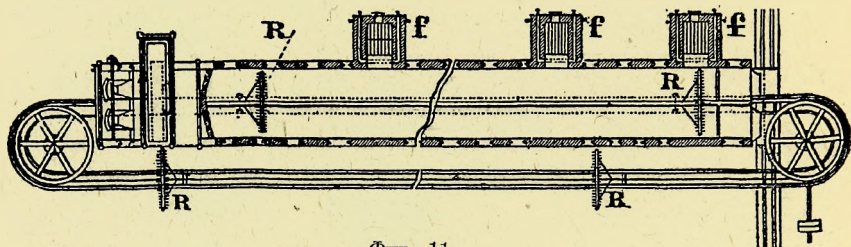
Печи этой системы довольно многообразны, а иногда достаточно сложны. Мы ограничимся общим описанием наиболее простой печи Роппа (Ropp), применяемой на многих заводах С.Ш. (фиг. 11—12). Печь одноподовая, прямоугольного сечения. Длина печи колеблется от 17 до 40 м. Ширина доходит до 4,3 м. Над подом, по длине печи, двигаются 4 гребка *В*, снабженные зубцами под углом в 45°. Гребки с помощью подставки *г* прикрепляются к вагонетке,двигающейся по каналу под подом. Последний как бы разделен по длине на 2 части, с проходом по середине для подставок. Вагонетки прикреплены к бесконечному стальному канату. Увлекаемые канатом, вагонетки, пройдя канал под печью, скользят по рельсам, расположенным вдоль печи по одной из ее длинных сторон, и возвращаются затем в



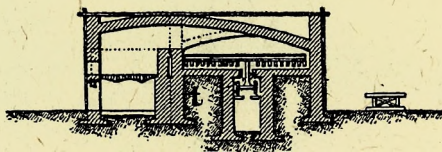
канал с противоположной стороны. Гребки, прикрепленные к вагонеткам, совершают аналогичный путь, охлаждаясь, когда они проходят вне печи. Торцы печи закрыты дверками, которые открываются при прохождении гребков.

По обеим длинным сторонам печи находятся дверки для подвода воздуха и наблюдения за работой.

Печь нагревается 3 или 4 топками *f*, расположенными по длинной стороне печи, противоположной той, вдоль которой двигаются вагонетки. Руда вводится в печь с помощью автоматического распределителя в одном из



Фиг. 11.



Фиг. 12.

концов печи, откуда гребками постепенно передвигается к другому концу печи, где она сбрасывается в вагонетку.

Топочные и обжиговые газы выходят из печи через отверстие, расположенное в конце печи, противоположном загрузке руды, и поступают в дымовую трубу.

В САСШ печь Роппа отопляется естественным газом. Топки при этом излишни. Газ вводится в печь через отверстия в длинной стороне печи.

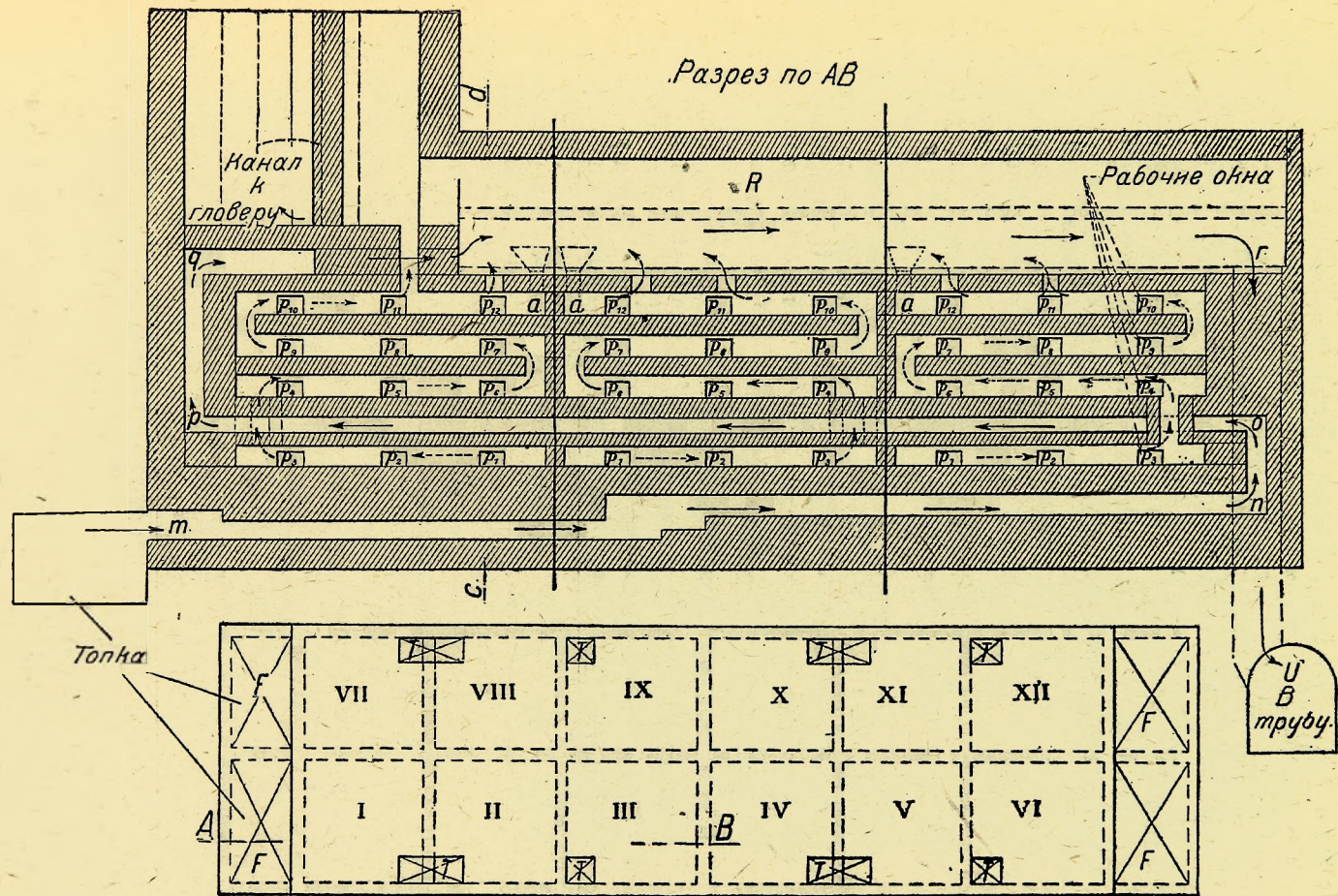
По Ингэлсу (Ingalls), гребки могут служить год. Большая печь, в  $47 \times 4,3$  м, потребляет 6 ЛС на движение гребков. В печи таких размеров гребки совершают в 5 минут полный путь. В сутки обжигается около 20 т цинковой обманки с 30% S. Печь обслуживается одним рабочим в смену.

### ОБЖИГ В МУФЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Муфельные печи получили в настоящее время широкое применение в виду необходимости концентрации сернистых газов, получаемых при обжиге. Систем печей много. Мы выберем лишь несколько характерных систем, которые на практике дали удовлетворительные результаты.

Ниже приведены описания печей Эйхгорна и Дельпласа, в которых перегревание производится вручную, и печь Спирлет с механическим перегреванием руды.

**Печь Эйхгорна.** Печь представлена на фиг. 13—15. Она состоит из 4 расположенных друг над другом муфельей. 8 или 12 печей составляют один массив.



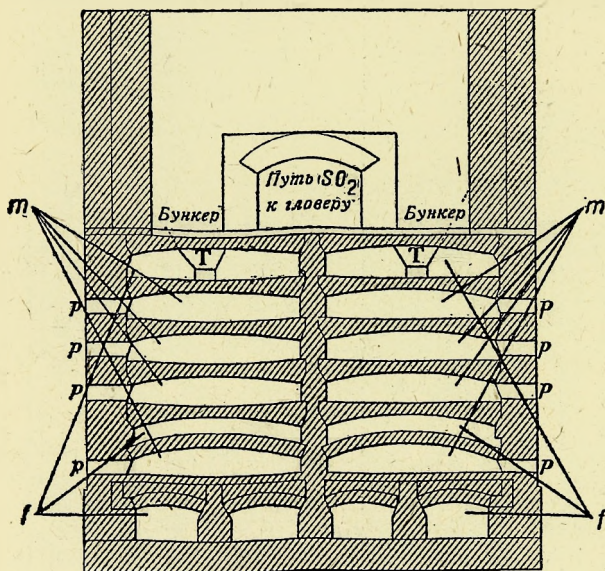
Фиг. 13 — 14.



В первом случае длина муфелей 4 — 4,5 м, ширина 1,6 м, высота: 0,3 м по середине, 0,2 м по краям муфеля. Каждый муфель обслуживается 4 дверцами. Во втором случае длина муфеля 3 м и число дверей — 3.

Руда загружается в верхний муфель через бункер *T*. Она постепенно передвигается при перегребании по муфелям и выгружается через *P*<sub>1</sub>.

На фиг. 14 (сделанной в меньшем масштабе, чем фиг. 13 и 15) показан массив из 12 печей, разбитый на 4 серии по 3 печи. Каждая серия обслуживается одной топкой с колосниковой решеткой в 1,20 × 0,80 м. Пламя проходит по первому каналу *mn*, проведенному под нижними муфелями всех 3



Фиг. 15.

печей. Отсюда оно поступает в другой канал *or*, расположенный между двумя нижними подами, затем проходит по каналу *qr*, расположенному над верхними подами, и, наконец, спускается в газопровод *U*, который заканчивается дымовой трубой.

Воздух, необходимый для обжига, проникает в печь через отверстия (не показанные на фиг.) возле дверей *p*. Воздух предварительно подогревается, циркулируя по каналам (не показанным), заложенным в кладке стенок топки.

Сернистые газы двигаются в печи в направлении, обратном движению руды, и собираются в коллекторе *R*, откуда они поступают в Glover.

Одна серия из 3 печей (см. продольный разрез, фиг. 13) обслуживается одним рабочим-обжигальщиком. На массиве можно обжечь в 24 часа 14—16 т руды при расходе топлива (каменного угля) от 14 до 20% от веса сырой руды.

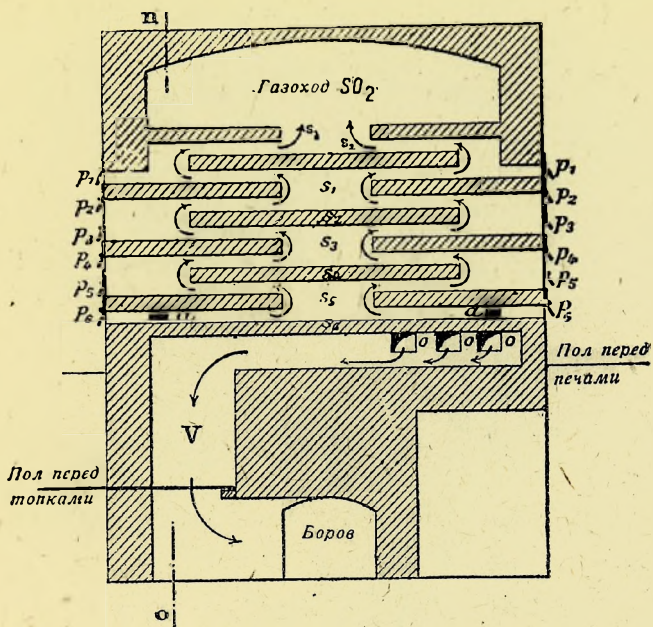
Фиг. 15 представляет поперечный разрез двух печей разных серий одного массива.

**Печь Дельпласа.** Эта печь широко применяется в цинковой промышленности. Она показана на фиг. 16—18.

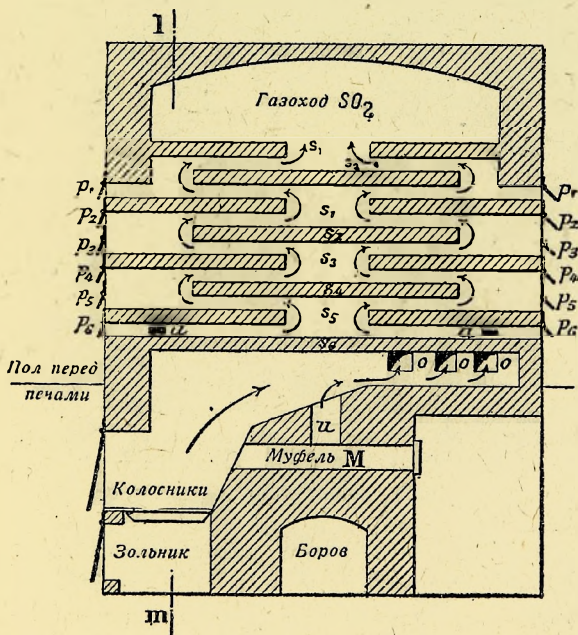
На фиг. 19 приведен наружный вид блока из 6 печей. Печи Дельпласа конструируются группами по 3 печи в группе, что связано с системой подогрева. Чтобы уменьшить потери тепла на излучение, несколько групп ставятся рядом. Каждая печь состоит из 6 подов *S*<sub>1</sub>—*S*<sub>6</sub>, по которым постепенно движется руда.

Загрузка производится через дверь верхнего пода, топочные газы циркулируют лишь под нижним подом.

Три печи I, II, III образуют группу (фиг. 18); из них только I и III печи



Фиг. 16

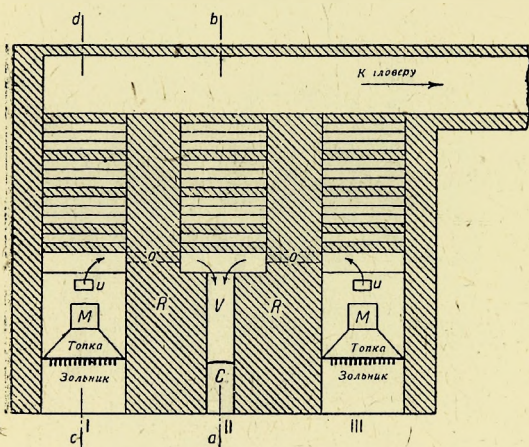


Фиг. 17.



снабжены топками. Печь II подогревается топочными газами, поступающими из двух соседних топок. У каждой топки имеется муфель  $M$ , в который загружается жирный коксующийся уголь. В муфеле последний медленно выделяет летучие части и переходит в кокс. Муфель нагревается теплом, излучаемым топкой.

Когда выделение летучих веществ заканчивается (что длится около 2 часов), кокс выталкивается из муфеля на колосниковую решетку, где он и сгорает. Горящие углеводороды, поступающие через канал  $u$ , проходят под первой половиной подов печей I и III; затем, пройдя отверстие  $o$ , омывают весь нижний под печи II, и, наконец, спускаются в канал  $V$ , который отводит газы в дымовую трубу. Кокс, сбрасываемый на решетки, служит для



Фиг. 18.

подогрева части подов печей I и III.

Пламенные газы, полученные при его сгорании, совершают тот же путь, что и летучие вещества из муфеля.

Воздух, необходимый для горения летучих веществ, предварительно нагретый при прохождении через каналы, заложенные в кладке  $RR$ , подводится под нижние поды печей I, II и III через ряд отверстий. При такой системе двойной топки достигается высокая и равномерная температура, при значительной экономии в топливе.

Дверки, через которые воздух попадет внутрь муфелей, делаются не больших размеров, чтобы не вводить избытка воздуха.

Обожженную руду с пода  $S_6$  выгружают через 2 дверцы  $p_6 p_6$ . Загрузка с пода  $S_5$  переваливается на под  $S_6$ . Руда спускается таким образом с одного пода на другой.

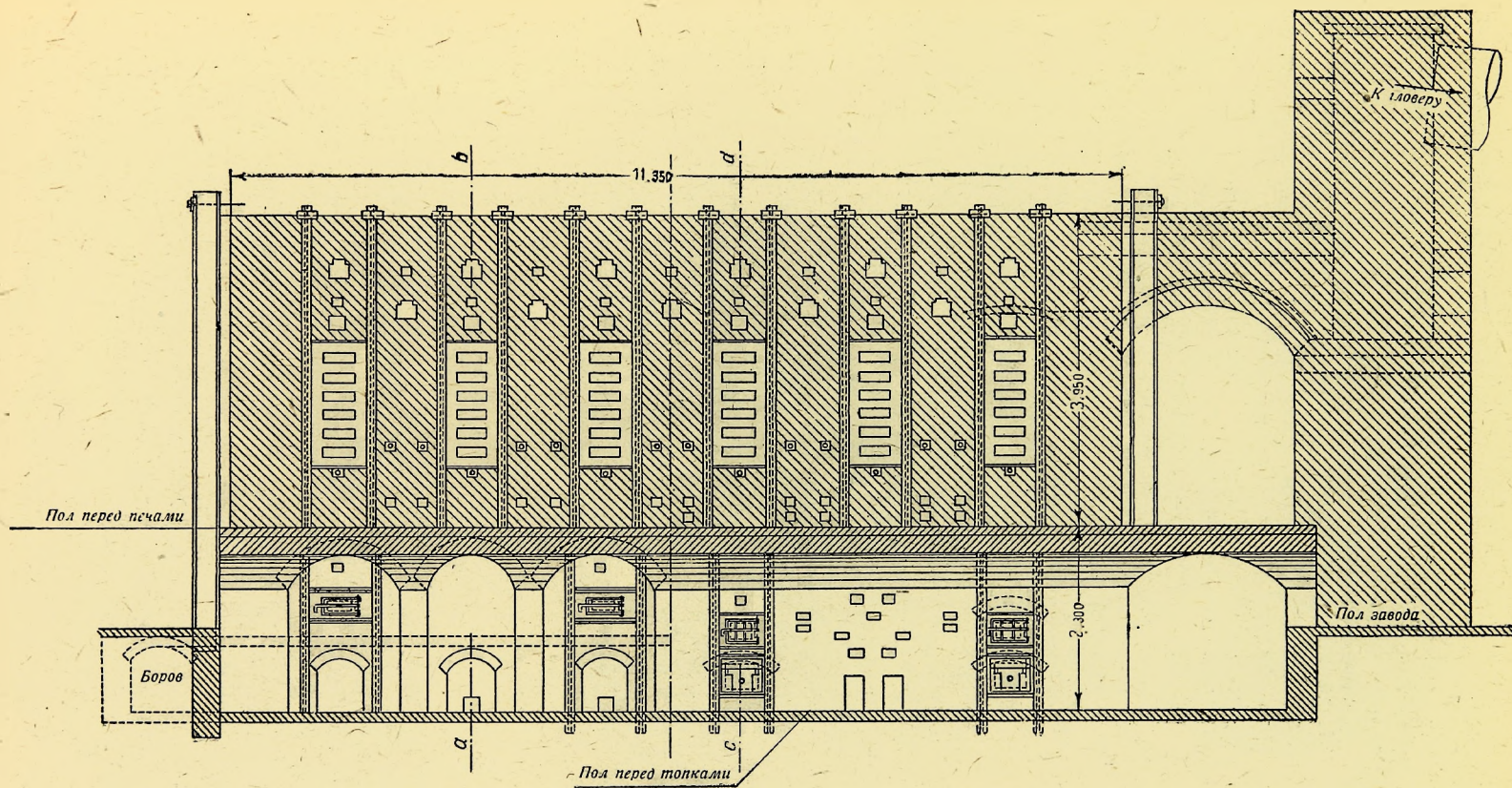
Загрузка производится на под  $S_1$  через рабочие дверцы  $p_1 p_1$  в количестве, соответствующем выгружаемому количеству. На подах  $S_1$  и  $S_2$  обжиг не производится. Они способствуют переваливанию руды и служат пылевыми камерами.

Необходимый для обжига воздух, предварительно нагретый в каналах, проложенных в кладке  $RR$ , подводится в муфель  $S_6$  через отверстия  $aa$ . Он проходит, как и сернистые газы от обжига, путь, указанный стрелками, в направлении обратном движению руды.

Сернистые газы от нескольких печей собираются в общий сборник, откуда поступают в Glover.

Длина массива из 6 печей — 11,35 м, ширина — 7 м; поды, толщиной в 0,08 м, находятся на расстоянии 0,40 м друг от друга. Высота печи от верхнего уровня до пола мастерской 3,95 м. От пола мастерской до уровня колодцев, в которых расположены топки, 2,30 м.

В зависимости от качества цинковой обманки, на одной печи в 24 часа

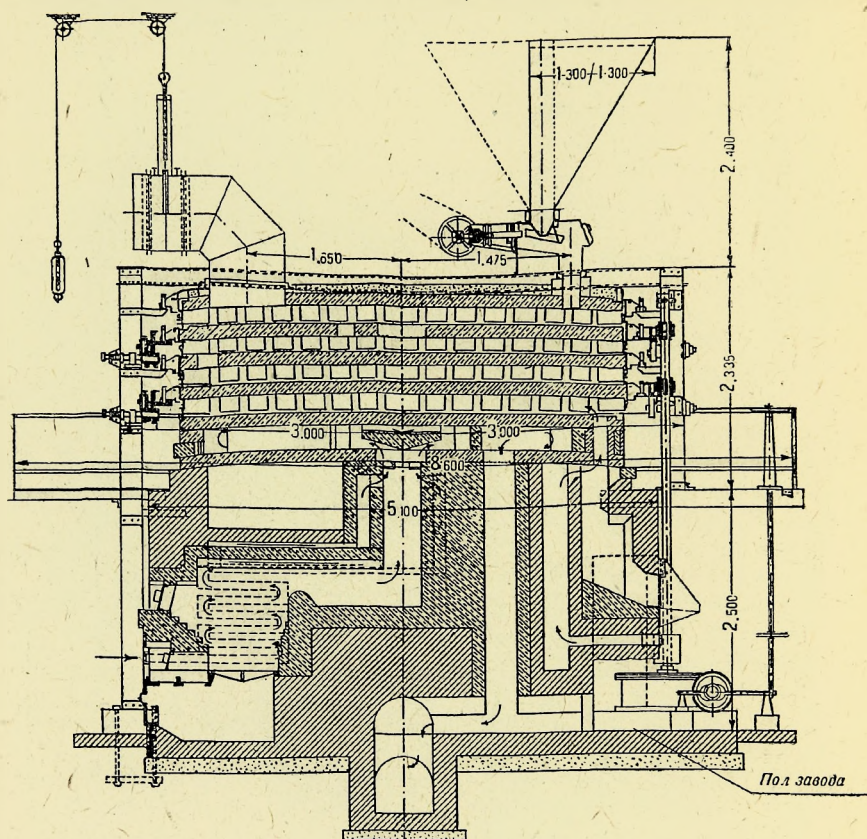


Фиг. 19



можно обжечь 1 200 — 1 800 кг руды при расходе топлива в 10 — 12% от веса сырой руды. Расход топлива значительно ниже, чем на многих обжиговых печах.

Печь Спирле (фиг. 20 — 23). Печь Спирле (Spirlet) с механическим перегреванием руды отличается тем, что в ней все металлические части



Фиг. 20.

вынесены наружу. В последней своей модификации она составляется из нескольких круглых подов в 4,5 м диаметром, расположенных один над другим совершенно независимо друг от друга. Свободные расстояния между подами образуют обжиговые камеры. Поды делают попеременно неподвижными и вращающимися вокруг предполагаемой вертикальной оси, совпадающей с осью печи.

Неподвижные поды покоятся на консолях, прикрепленных к колоннам, расположенным вокруг печи.

Подвижные поды опоясаны зубчатым кольцом и покоятся на роликах, прикрепленных к колоннам, поддерживающим печь (фиг. 22). Поды выкладываются в виде пологих сводов из огнеупорного кирпича на соответствующей опалубке. Каждый свод снабжен гребками, вставляемыми при кладке в свод. Гребки

расположены таким образом, что при вращении подвижных подов цинковая обманка перемещается от центра к периферии и обратно (фиг. 20 — 23).

Каждый под на верхней своей поверхности несет обжигаемую цинковую обманку; снизу он снабжен гребками, которыми передвигается руда, лежащая на ниже расположенном поду.

Обжиговое пространство изолируется по окружности песочным или рудным затвором.

Жолоб, в котором вращается кольцо из листового железа, непосредственно прикрепленное к верхнему поду, делается в огнеупорной кладке нижележащего пода. Затвор препятствует проникновению воздуха в печь и выделению сернистых газов в помещение.

Подвижные поды приводятся в вращение с помощью шестеренок, зацепляющихся с зубчатыми кольцами. Шестеренки находятся на вертикальном валу снаружи печи. Вал вращается от трансмиссии, расположенной внизу печи (фиг. 23).

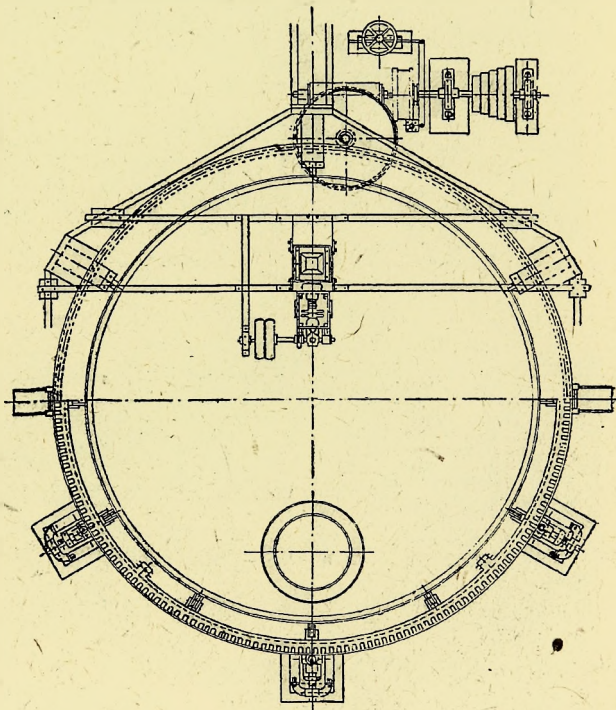
В последней своей модификации печь имеет 4 камеры для обжига (фиг. 20).

Подогревается лишь нижняя камера. Горючие газы от колосниковой, газогенераторной или нефтяной топки поступают под нижний свод.

Воздух для обжига

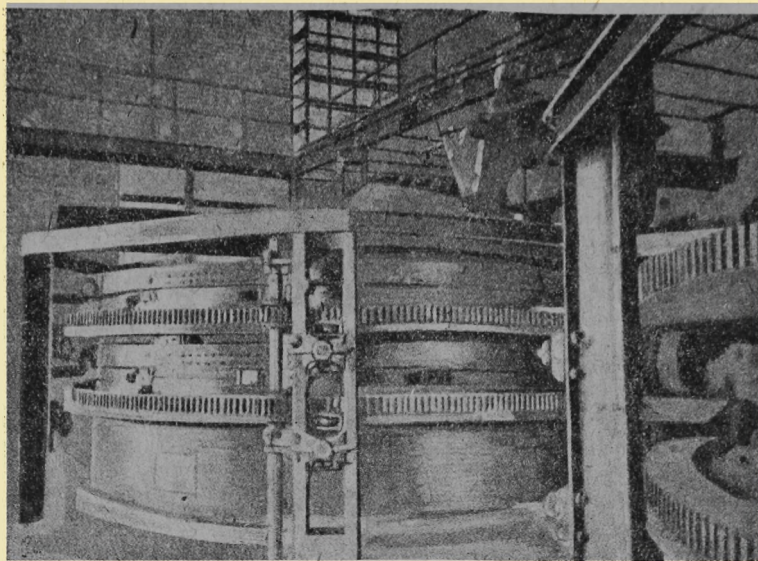
руды перед тем как попасть в нижний муфель подогревается в стенках печи. Подача воздуха регулируется по желанию. Руда подается по окружности верхнего пода и при вращении передвигается к центру нижележащего пода. Через ряд отверстий руда просыпается на последний и при вращении передвигается от центра к окружности, отсюда руда попадает на 3-й под и при вращении нижележащего пода передвигается к центру печи, просыпается на последний 4-й под и, наконец, достигает выгрузочных отверстий, расположенных по окружности 4-го пода.

Сернистые газы, получаемые в процессе обжига, двигаются в направлении, обратном движению цинковой руды. Верхний под, который покрывается изоляционным слоем, чтобы избежать потерь тепла, снабжен загрузочным аппаратом и газоотводом для сернистого газа.

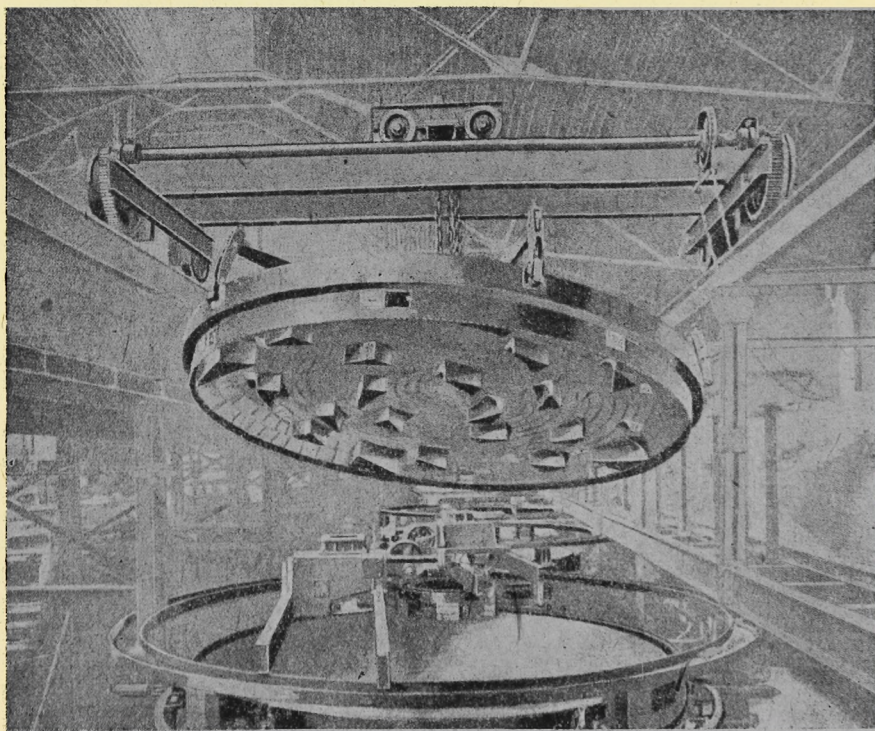


Фиг. 21.





Фиг. 22.



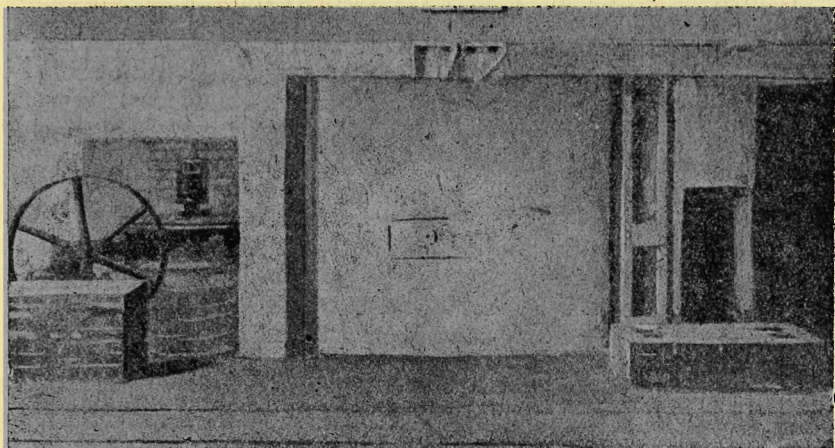
Фиг. 22-а.

С помощью специального приспособления, приделанного к каждому своду, имеется возможность регулировать на ходу расстояние между подами.

Печь Спирле имеет то большое преимущество, что все металлические части, которые могли бы быть в контакте с сернистыми газами, вынесены наружу.

Описанный тип печи (4,5 м в диаметре) может обжечь в 24 часа 5 — 7 т цинковой обманки, в зависимости от состава последней. Необходимо избегать больших загрузок, ибо при переработке свинец, содержащийся в цинковых обманках, под влиянием высокой температуры может вызвать образование легкоплавких силикатов при действии окиси свинца на глину гребков.

Расход горючего не высок. При самых неблагоприятных условиях он не превышает 10% от веса руды.



Фиг. 23.

При обжиге пирита печь пропускала в 24 часа 5 т богатого серой пирита без расхода топлива на подогрев.

Небольшие расстояния между подами позволяют хорошо использовать воздух при обжиге. Как следствие, получается газ, содержащий 7%  $\text{SO}_2$ .

Один рабочий обслуживает три печи в одну смену. Этот рабочий выполняет все работы, исключая обслуживание топки, выгрузку обожженной руды и питание печи.

Изменения, внесенные в конструкцию печи Спирле. В печи Спирле подвижные поды связаны друг с другом и вращаются с одинаковой скоростью. Если, к примеру, цинковая обманка недостаточно обожглась на нижнем поду, она тем не менее должна выгружаться, так как нет возможности продлить ее пребывание только на нижнем поду. Если, напротив, руда обожглась полностью до поступления на последний под, бесполезного пребывания ее в печи можно избежать, ускоряя вращение подов, но рискуя тем самым накопить много руды на подах.

Для избежания этих неудобств конструкцию печи изменили таким образом, что оба вращающихся пода делают независимыми друг от друга. В зависимости от степени обжига руды можно ускорять или замедлять



вращение каждого пода в отдельности, не меняя скорости питания печи и не уменьшая, следовательно, ее производительности.

Следующее конструктивное изменение имеет целью облегчить последствия износа огнеупорных гребков, служащих для перегревания руды. Износ гребков происходит как от механических причин, так и под влиянием химических реакций, протекающих при высокой температуре между массой гребков и некоторыми составными частями обожженной руды. В печи, сконструированной Спирле, гребки составляли с сводом одно целое. Когда они изнашиваются под влиянием указанных выше причин, нормальное перегревание руды нарушается. Цинковая обманка не передвигается равномерно по подами и, недостаточно перемешанная, образует комки, которые задерживают обжиг. В итоге печь через несколько месяцев работы выдувается для производства необходимого ремонта.

Чтобы устранить эти неудобства, был изобретен такой способ соединения гребков со сводом, который давал возможность заменять гребки, не выдвывая печи. По этой системе каждый гребок состоит из двух частей. Верхняя часть, или гребкодержатель, неподвижно прикреплена к своду. Нижняя часть, подвергаемая изнашиванию при работе, соединяется с первой с помощью кулисы и может сменяться на ходу. Замена изношенного гребка новым длится не более 20 минут.

Необходимо отметить, что при обжиге свинец, содержащийся в цинковых рудах, в местах соединений может образовать более или менее легкоплавкие силикаты, цементирующие место соединения частей гребка, что может сделать удаление износившейся части невозможным.

Можно ослабить действие силикатов свинца, применяя для изготовления гребков основной материал, покрываемый глазурью, препятствующей проникновению свинцовых паров.

Хотя составная конструкция гребков представляет некоторый прогресс, окончательно этот вопрос однако еще не разрешен.

Устройство Завельберга для охлаждения обожженной цинковой руды. Завельберг (Zavelberg) предложил собирать обожженную руду при выходе ее из печи в железный бункер для охлаждения. Из бункера руда может загружаться прямо в вагонетки. Этим устраняется перегрузка и уменьшаются потери на пылеобразование.

Замечания по обжигу бленды. Гоммель (М. Hommel) установил, что напрасно относят, как это часто делается, пропускную способность печи к поверхности пода. Преобладающими факторами являются: перегревание руды, ввод воздуха и способ ведения обжига.

Чтобы установить влияние перегревания, Гоммель произвел наблюдение над ходом десульфуризации двух сортов цинковой обманки в трехподовой печи типа Газенклевер-Ренания (Hasenclever-Rhenania). Бленда А была относительно чистой рудой, с кварцевой пустой породой, не спекающейся. Бленда В, содержащая свинец, легко спекалась.

Для бленды А степени обжига в каждом из трех муфелей относятся как 1 : 24 : 4,6.

Для бленды В — как 1 : 1,7 : 33.

В среднем, отношение от верхнего муфеля к нижнему равно 1 : 2 : 4, другими словами, в печи указанного типа на нижнем поду в единицу времени удаляется в 4 раза больше серы, чем на верхнем поду, и в 2 раза больше,

чем на среднем. Этот результат является следствием более энергичного перемешивания и более высокой температуры на нижнем поду. На этом поду воздух наиболее богат кислородом. По мере того как газы поднимаются кверху, они обогащаются  $\text{SO}_2$  и делаются беднее кислородом. На верхний муфель свежий воздух попадает лишь через открытые дверцы во время перегибания.

	Длительность пребывания на подах	Длительность перемешивания	Уменьшение в %
Бленда А (23,2% S)			
Верхний муфель . . . . .	28ч.—50м.	1ч.—50м.	5,4 или 23,3 от содержания серы в руде.
Средний » . . . . .	17ч.—50м.	0ч.—45м.	8,0 или 34,5
Нижний » . . . . .	10ч.—05м.	2ч.—15м.	9,0 » 39,0
Бленда В (24,2% S)			
Верхний муфель . . . . .	24ч.—30м.	1ч.—45м.	5 или 20,7
Средний » . . . . .	21ч.—35м.	0ч.—45м.	7,2 » 30,0
Нижний » . . . . .	15ч.—05м.	2ч.—45м.	10,06 » 41,5

Чтобы сделать действие этих факторов еще более наглядным, Гоммель нагрузил непосредственно в муфель 280 кг сырой бленды с 19,2% серы и непрерывно перемешивал руду. Были получены следующие результаты:

После 1 ч. содержание серы составляло . . . . .	8,2
» 2 » » » » . . . . .	3,53
» 2,5 » » » » . . . . .	2,04

Таким образом, в течение 2,5 часов получился обжиг, который при обыкновенных условиях требует около 16 часов.

Гоммель сделал, кроме того, еще тот вывод, что энергичное перемешивание, обуславливая быстрое окисление, способствует повышению температуры и удалению сернистых газов. Сульфат цинка, который получается при этих условиях, легко и полностью разлагается. Эти выводы совпадают с теми, которые получились из опытов Гофмана и Мостовича, указанных выше. Неправильный подогрев благоприятствует образованию штейнов и ферритов. Первые образуются в средней зоне печи при чересчур высокой температуре и недостаточном содержании кислорода в воздухе.  $\text{FeS}$ , получаемый от диссоциации пирита, образует при этих условиях с  $\text{ZnS}$  штейны, труднее поддающиеся обжигу, чем свободный  $\text{ZnS}$ , особенно в присутствии  $\text{PbS}$ .

Что касается ферритов цинка, то они образуются при обжиге бленды, богатой железом, при высокой температуре и энергичном перемешивании при отсутствии доступа значительного избытка воздуха. Образование ферритов можно довести до минимума даже при высокой температуре, если большая часть серы цинковой обманки удаляется при не очень высокой температуре.

Чтобы обжиг цинковой обманки протекал нормально, необходимо, по мнению Гоммеля, соблюсти следующие условия:



1. Руда должна быстро нагреваться до температуры воспламенения, будь это с помощью внешнего подогрева или горячими газами.

2. Цинковая обманка должна освобождаться от большей части своей серы при энергичном перемешивании и при достаточном количестве воздуха.

3. Бленда, слегка десульфуризированная, одновременно с энергичным перемешиванием при температуре, не превышающей  $800^{\circ}$ , должна омываться сильной струей воздуха, не охлаждаясь, однако, последним. Можно отметить, что в муфельных печах типа Газенклевера расстояние, соответствующее 2 последним дверкам нижнего муфеля, сделано нерационально с точки зрения обжига. Проникающий туда холодный воздух лишь охлаждает руду. Лучше было бы это пространство заполнить кирпичами, которые подогревали бы воздух; выгрузку же производить через 3-ю дверку.

4. Пространство, занятое в муфелях рудой, должно относиться к свободному пространству как 1 : 1. Если высота муфеля очень велика по сравнению с слоем руды, воздух тогда плохо используется и обжиговые газы обедняются сернистым газом.

Опыты по обжигу вленды в взвешенном состоянии в струе воздуха. Фултон (Ch. H. Fulton) и Бернс Рид (I. Burns Read) поставили ряд опытов по сжиганию тонко измельченных флотационных цинковых концентратов, которые при обыкновенном обжиге образуют слишком компактную массу, затрудняющую доступ воздуха к частицам руды. В своих опытах им удалось снизить содержание серы с 31,4 до 2,2% в концентратах с 44,3% Zn и 11,6% Fe.

Этот способ состоит в продувке руды воздухом, нагретым до температуры, достаточной для обеспечения обжига, причем руда предварительно приводится в специальной печи в взвешенное состояние.

На фиг. 24 и 25 цифры и буквы обозначают: *A* — печь; *BB* — колонны, подогреваемые натуральным газом и предназначенные для подогрева воздуха. Они снабжены трубой *H*. *C* — аппарат Коттреля для очистки сернистых газов до поступления их на серноокислотный завод. *G* — вентилятор, нагнетающий воздух, необходимый для распыливания концентратов в печи *A*. *I* — бункер, в который загружается предварительно высушенная при  $100^{\circ}$  руда. Шнек 2, приводимый в движение от электромотора, разгружает руду в трубу 4, расположенную непосредственно над трубой 5. Через последнюю подается струя слегка нагретого воздуха, имеющего целью привести руду в взвешенное состояние в трубе 4 и протолкнуть ее в трубу 7. Отсюда руда струей подогретого до  $800^{\circ}$  воздуха, поступающего по трубе 9, выдувается в печь. 7а — патрубок, посредством которого труба 4 связана с трубой 7.

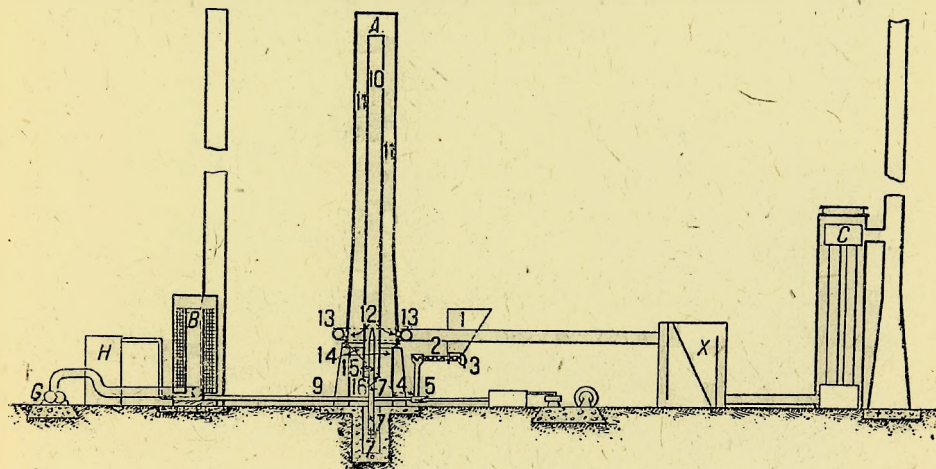
Вдуваемая руда проходит по трубе 10, где она обжигается при соприкосновении с нагнетаемым горячим воздухом. Затем она попадает в кольцеобразное пространство 11, которое достаточно велико, чтобы нормальная скорость падения не увеличилась скоростью движения спускающегося газа.

Обоженная руда собирается в бункере 14. Газы и тонкая пыль через отверстие 12 поступают в трубопровод 13 и оттуда в осадительную камеру для грубого осаждения, до поступления газов и пыли в аппарат Коттреля.

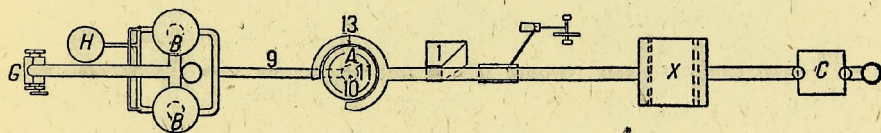
Опыты по сжиганию цинковой обманки конвертированием (продуванием воздуха). Этот способ, классический для обжига свинцового блеска, был испробован на заводах Порт

Пири (Южная Австралия). По Гоуленду (Gowland), результаты обжига цинковых концентратов, содержащих 26% S, были благоприятны.

Способ работы следующий. Обжигом на печи Роппа или Герресгоффа (Herreshoff) снижают содержание серы до 8 — 10%. Окончательный обжиг производится на ленточной машине Дуайт-Ллойда. Непосредственное конвертирование сырой руды невозможно, так как, вследствие высокого содержания серы, тепло, которое выделяется при окислении серы, весьма значительно и шихта может преждевременно спечься.



Фиг. 24.



Фиг. 25.

Прежде чем пропустить предварительно обожженную руду через Дуайт-Ллойда, ее смешивают с небольшим количеством сырой руды, чтобы облегчить воспламенение шихты.

Конечный продукт представляет собой рыхлый аггломерат, в котором содержание серы доходит до 1%.

Часть обжиговых газов можно использовать на производство серной кислоты.

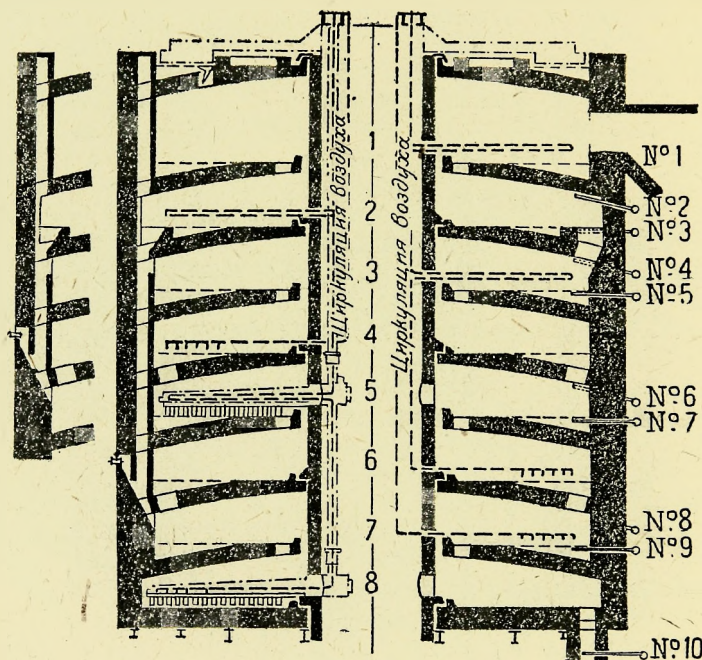
Восстановление обожженной таким способом руды дало хорошие результаты. Загрузка реторт увеличилась на 16,6%. Количество горючего восстановителя снизилось на 10%. Выход цинка против прежнего увеличился на 4,3%. Эти данные получены после 4-месячного испытания. Опыты с обжигом руды вдуванием воздуха были произведены на многих европейских заводах. Однако до 1923 года этот способ промышленного значения не получил.



Опыты с обжигом бленды без подогрева. В 1905 году Ингэллс взял патент на установку, которая представляла обжиговую печь с использованием тепла, выделяющегося при окислении руды.

Эта идея была недавно осуществлена на заводе Нэшенэл Цинк Сепарэтинг К<sup>о</sup> (Nathal Zinc Separating C<sup>o</sup>, Cuba City, Wisconsin), где модифицировали многоподовую печь Веджа с целью получить следующие результаты:

- 1) Избегать потерь тепла через стенки печи.
- 2) Использовать тепло нагреваемого в гребках воздуха.
- 3) Доставить на нижние поды часть обжигаемой на верхних подах руды для подогрева первых за счет окисления недообожженной руды.



Фиг. 26.

Печь Веджа, видоизмененная указанным образом, получила название печи «Орд». Она представлена в вертикальном разрезе на фиг. 26.

Печь восьмиподовая, 7,6 м в диаметре. Стенки, вал с гребками и низ нижнего свода футерованы шамотом, покрытым специальными изоляционными кирпичами.

Поды сообщаются между собой рядом отверстий, через которые проходит руда. Как видно из фиг. 26, сообщение устроено таким образом, что часть руды, находясь на поду верхней части печи, может быть доставлена на любой нижележащий под. При действии гребков часть руды через ряд отверстий со второго пода попадает на третий под, а часть на 6-й и 7-й. Из 15 отверстий на втором своде первое направляет руду на 3-й под, 2 следующих соответственно на 5-й и 7-й. Через 4-е отверстие руда снова падает на третий под и т. д. Таким образом горящая руда со второго пода, частично обожженная, доставляет часть тепла, дообжигаясь на нижележащих подах.

Воздух в гребки подается от вентилятора по системе тандем (см. фиг. 26). Холодный воздух, нагнетаемый в гребки первого верхнего пода, выходит через гребки седьмого пода.

Воздух, нагнетаемый в гребки второго пода, проходит через гребки четвертого пода и попадает в печь на этом уровне. Такое же взаимоотношение существует между 3 и 6 и 5 и 8 подами. Гребки, охлаждаемые воздухом, сделаны из чугуна. Гребки, через которые проходит нагретый воздух, делаются из специального сплава.

Применяемая система циркуляции позволяет нагреть воздух до  $390^{\circ}$ .

На фиг. видна серия пирометров (№ 1, № 10) для контроля температуры газа и руды на отдельных подах. Замеры показали, что температура руды довольно однообразна и колеблется между  $810$  и  $850^{\circ}$ . Обжигаемая бленда содержала 60% Zn и 30% S при известковой и магнезиальной пустой породе.

50% загрузки прошло через сито с 60 отверстиями на линейный дюйм. Лучшие результаты получились при переработке 25 т в 24 часа. Содержание серы в обожженном продукте составляло 3,5%. Довольно значительный процент серы объясняется присутствием известки в пустой породе.

До загрузки бленды печь была нагрета до  $800^{\circ}$  сжиганием углеродистого топлива и обжигом некоторого количества пирита.

После этого температура, необходимая для обжига, поддерживалась теплом, выделяемым при сжигании бленды.

В связи с хорошими результатами, полученными на заводе Куба Сити, построены 2 печи «Орд» на заводах Американ Оксайд К° (American Oxide Co) в Колумбусе (Columbus, Ohio).

Необходимо отметить, что бленда, которая применялась при опытах, описанных Ингэллсом, была очень богата цинком и серой и почти не содержала железистых и свинцовых включений, дающих комки при обжиге. К сожалению, не приведена работа печи Орд при обжиге руд, менее богатых цинком и серой и содержащих некоторое количество пирита и свинцового блеска, т. е. таких, которыми питается большинство цинковых заводов.

Стоимость обжига цинковой обманки. До войны Юрецка (F. Iuretzka) определил среднюю стоимость обжига тонны бленды на заводах Восточной Германии в 10 марок. К этой цифре надо прибавить 0,5 марки на измельчение. В эту стоимость входит эксплуатация печи в 4,90 марки и расход на топливо в 2,70 марки при цене топлива в 12 марок за тонну. Средняя потеря в цинке при обжиге составляет 1%.

## ВОССТАНОВЛЕНИЕ РУДЫ

### ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ

Состав обожженной руды, идущей на восстановление, очень разнообразен. В ней могут встречаться следующие соединения:

$\text{ZnO}$ ,  $\text{ZnS}$ ,  $\text{ZnSO}_4$ ; силикаты цинка.

$\text{Fe}_2\text{O}_3$ ;  $\text{CaO}$ ;  $\text{CaSO}_4$ ;  $\text{MgO}$ ;  $\text{MgSO}_4$ .

$\text{PbO}$ ;  $\text{PbSO}_4$ ; силикаты свинца; силикаты свинца и прочих металлов, арсенаты, антимонаты.

$\text{BaSO}_4$ .



Соединения кадмия и меди.

$\text{SiO}_2$  — в свободном и связанном состоянии. Ниже будет изучено действие углерода на такой состав руды при температуре, доходящей на практике до  $1400^\circ$  —  $1450^\circ$ .

Окись цинка. Окись цинка восстанавливается углеродом и окисью углерода при температуре кипения цинка. Однако восстановление проходит энергично лишь при значительно более высокой температуре. Таким образом, цинк в момент оставления им кислорода находится в парообразном состоянии. Так как пары цинка легко окисляются кислородом и углекислотой, восстановление должно проходить в отсутствии этих газов. Отсюда очевидна невозможность применения, как в металлургии других металлов, шахтных или отражательных печей непрерывного действия. В металлургии цинка эти большой производительности аппараты заменены муфелями или ретортами небольшой емкости, в которых поддерживается атмосфера окиси углерода. Загрузка, включая горючее-восстановитель, не превышает 100 кг для самых больших реторт (силезских). В среднем она составляет 40 — 50 кг на 1 реторту.

Опыт показал, что твердый углерод, необходимый для восстановления, должен быть тщательно перемешан с рудой. Практически имеется предел плотности смеси руды и угля, выше которого газы и пары перестают выделяться.

Газ, выходящий из реторт, когда дистилляция цинка идет нормальным ходом, должен состоять исключительно из окиси углерода. В начале операции газовая смесь содержит некоторое количество углекислоты, метана и водорода.

Метан и водород получаются из летучих веществ угля, применяемого в качестве восстановителя; кроме того, водород получается в результате разложения паров воды углеродом. Углекислота может получаться от окисления окиси углерода воздухом, попавшим в реторту вместе с пихтой.

В подтверждение вышесказанного приводим некоторые анализы.

#### Состав газовой смеси перед началом дистилляции:

$\text{CO}_2$ .....	15,58%
$\text{CO}$ .....	38,52%
$\text{H}_2$ .....	41,70%
$\text{N}_2$ .....	сл.
$\text{CH}_4$ .....	4,17%

#### Состав газовой смеси при процессе дистилляции цинка:

$\text{CO}_2$ .....	1,06	0,11	0,82	0,11	0,52%
$\text{CO}$ .....	95,16	98,12	98,04	97,42	98,28%
$\text{H}_2$ .....	1,83	—	0,72	1,20	0,56%
$\text{N}_2$ .....	1,00	0,41	сл.	0,93	0,16%

При проведении опытов по определению количества газов, выделяемых из реторт при операции восстановления, Мюльгезер (O. Mühlhaeser) нашел, что содержание азота колеблется в пределах от 2,5 до 5,2 объемных

процента. В начале процесса азот получается от летучих веществ горючего-восстановителя. В дальнейшем содержание азота зависит от степени проникновения воздуха в реторты. Проникновение воздуха в реторты в свою очередь зависит от давления в последних.

Конденсация цинковых паров, получаемых при восстановлении. Пары цинка, получаемые при восстановлении руды, конденсируются в жидкое состояние в трубообразных приемниках, сделанных из огнеупорного материала.

Для максимального перехода цинковых паров в жидкое состояние необходимо, чтобы температура в конденсаторах держалась в определенных пределах. Если температура очень низка, цинк переходит из парообразного состояния прямо в твердое и осаждается в pulverизированном состоянии (цинковая пусыера). Если температура чересчур высока, пары металла оставляют конденсаторы, не сжижаясь.

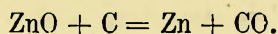
При соответствующей температуре конденсация цинка будет продолжаться до тех пор, пока давление остающихся паров будет равно максимальному давлению паров цинка при этой температуре. В противном случае, чтобы конденсация могла протекать дальше, температура в конденсаторе должна быть снижена.

Основываясь на напряжениях паров цинка при разных температурах, Ричарде (I. M. Richards) установил температуры, при которых может происходить конденсация цинковых паров.

Таблица напряжений паров цинка при разных температурах:

t° .....	439	600	821	847	859	862	878	930
мм Hg .....	0,285	11,6	242	327	369	380	451	760

Допустив, что в руде имеется только окись цинка, реакция восстановления будет:



Сделав это допущение, определим, при какой температуре цинк начинает конденсироваться и какова будет пропорция конденсированного цинка для каждого градуса ниже этой температуры.

Определение плотности паров цинка по отношению к водороду показало, что пары цинка одноатомны.

В приведенном выше уравнении смесь  $\text{Zn} + \text{CO}$  составлена из 2 молекул. На каждый из 2 газов приходится по  $\frac{1}{2}$  атмосферного давления, т. е. по 380 мм ртутного столба. По таблице, приведенной выше, видно, что цинк начнет конденсироваться лишь при  $862^\circ$ . Между  $859$  и  $878^\circ$ , при разнице в  $19^\circ$ , разность в максимальных давлениях паров цинка составляет 82 мм. Разница в  $1^\circ$  снижает давление на  $\frac{82}{92} = 4,3$  мм. Давление в круглых цифрах тогда составит 376 мм и пропорция конденсированного цинка будет (в заданном промежутке) равна:

$$\frac{380 - 376}{380} = \frac{4}{380} = 0,0105 = 1,05\%.$$



В действительности цинковая руда не состоит только из окиси цинка. Если, к примеру, предположить, что цинковая руда включает 70%  $\text{ZnO}$  и 15%  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , находим, что 1 кг  $\text{Zn}$  соответствует 1,78 кг руды.

Кислорода будет в виде  $\text{ZnO} - 0,246$  кг

» » » »  $\text{Fe}_2\text{O}_3 - 0,080$  »

Допустим полное восстановление  $\text{ZnO}$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  углеродом, находим, что вес образующегося  $\text{CO}$  составляет 0,57 кг, или 0,45  $\text{м}^3$ , при плотности  $\text{CO} = 1,26$ .

С другой стороны, 1,78 кг заданной руды соответствует 1 кг цинка или  $\frac{1}{2,91} = 0,34$   $\text{м}^3$  паров (2,91 получается от деления 65, молекулярного веса паров цинка, на 22,32 — объем грамм-молекулы газа).

Атмосфера в конденсаторе составляется т. о. из 0,45  $\text{м}^3$   $\text{CO}$  + 0,34  $\text{м}^3$   $\text{Zn} = 0,79$   $\text{м}^3$ . Состав газовой смеси в процентах равен: 57%  $\text{CO}$  и 43%  $\text{Zn}$ .

Если барометрическое давление принять нормальное, тогда давление паров цинка будет соответствовать:  $760 \times 0,43 = 327$  мм. При этих условиях (см. таблицу напряжений) температура, при которой смесь насыщается парами цинка, соответствует  $847^\circ$ .

В обоих приведенных случаях (чистая окись цинка и смесь из 70%  $\text{ZnO}$  и 15%  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) конденсация цинка теоретически происходит, лишь начиная с  $862^\circ$  и  $847^\circ$ . Ниже этой температуры количество конденсата увеличивается до известного предела, ниже которого цинк начинает конденсироваться в виде пыли.

По Ройцгейму (A. Roitzheim), если температура в передней части конденсатора (в свободном его конце) равна  $500^\circ$ , напряжение паров цинка будет не более 5 мм  $\text{Hg}$ , и их объем, подсчитанный по уравнению:

$$\text{объем Zn} = \frac{5}{765} \text{ объема CO,}$$

будет не более  $\frac{1}{151}$  объема сопутствующей  $\text{CO}$ . Эта смесь представляет крайний предел, при котором цинк может конденсироваться в жидкое состояние. Ниже этого предела конденсация  $\text{Zn}$  происходит в виде пыли.

На основании ур-ния восстановления,  $\text{ZnO} + 2\text{C} = 2$  объема  $\text{Zn} + 2$  объема  $\text{CO}$ , видно, что теоретическое количество цинка, конденсированного в виде пыли, не превышает 0,662% всего восстановленного количества.

В действительности этот процент часто в 10 раз больше, так как: 1) нет возможности поддерживать в конденсаторе точно определенные температуры и 2) потому, что пары цинка увлекаются газовым потоком.

Образование цинковой пусьеры, которая собирается в аллонжах из листового железа, надеваемых на конденсаторы (фиг. 57 — 60), практически заканчивается полностью в первые часы дистилляции цинка, т. е. до того момента, пока конденсаторы достаточно прогреются.

Результаты различных испытаний по образованию цинковой пусьеры. Вопрос о причинах образования цинковой пусьеры еще теперь прорабатывается металлургами. В частности этот вопрос имеет большое значение при электротермическом способе полу-

чения цинка, при котором образование цинковой пусьеры более энергично, чем при восстановлении в ретортных печах.

Установлено, что при конденсации чистых паров цинка при температуре выше точки плавления металла получается, помимо металлического цинка, некоторое количество пыли. Напр., дестиллируя чистый цинк при температуре в  $940^{\circ}$  и конденсируя его пары при  $470^{\circ}$ , получили в конденсаторе 1,07% цинка в виде пыли.

Если пары цинка смешаны с азотом, количество пусьеры заметно увеличивается. При дестилляции цинка в струе чистого азота, при температуре кипения металла, получилось пусьеры 7,51% от веса конденсированного цинка. Температура конденсации была при этом равна  $430^{\circ}$ . Необходимо отметить, что азот не остается абсолютно инертным к цинку, с которым он может образовать соединение  $Zn_3N_2$ .

Образование цинковой пусьеры часто объясняется образованием пленки окиси цинка ( $ZnO$ ), которая обволакивает капельки металла, препятствуя их слиянию в жидкость.

Этим можно объяснить результаты приведенных выше опытов, в которых цинковая пусьера получалась в отсутствии окислителей. Прибавление поваренной соли в шихту вызывает растворение пленки.

Микроскопическое исследование пусьеры установило, что большая часть зерен последней имеет ярко выраженный металлический блеск.

Поверхностное натяжение частиц металла, которые образуются в момент конденсации, является одним из факторов образования пусьеры. Действительно, частицы не могут слиться в жидкий металл, если поверхностное натяжение не уменьшится под влиянием внешних условий. Поверхностным натяжением объясняется сферическая форма, характерная для зерен пусьеры.

В последних своих опытах Равнер (O. Ravner) исследовал условия конденсации цинка, смешанного с сухой окисью углерода.

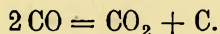
Для опытов он пользовался почти химически чистым цинком.

Через конденсатор при температуре в  $470^{\circ}$  пропускались пары цинка, постепенно разбавляемые сухой окисью углерода. Опыты показали, что образование пусьеры увеличивается с разбавлением паров цинка.

Минимум пыли получается, когда конденсация происходит при температуре, слегка превышающей температуру плавления цинка ( $418^{\circ}$ ).

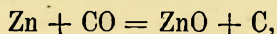
Другой ряд опытов установил, что в присутствии  $CO$  необходимо до минимума сократить путь прохождения металлических паров, иными словами, продолжительность соприкосновения  $Zn$  и  $CO$ .

Анализами установлено, что часть окиси углерода, которая сопутствует парам цинка, диссоциирует по формуле:



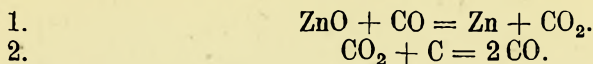
$CO_2$ , окисляя металл, вызывает образование пусьеры.

Выводы Равнера совпадают с данными Лемаршана относительно действия  $CO$  на цинк. Лемаршан установил связь, которая существует между углеродом в цинковой пусьере и окисью углерода в газах от дестилляции. Углерод получается в результате реакции:



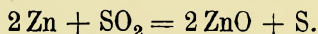


ограниченной, как мы уже видели, двумя другими реакциями:



Реакцией:  $\text{Zn} + \text{CO} = \text{ZnO} + \text{C}$  можно объяснить образование некоторого количества  $\text{ZnO}$ .

Оксид цинка может получиться также под влиянием сернистого ангидрида, который выделяется из руды при восстановлении.  $\text{SO}_2$  восстанавливается по формуле:



Свободная сера может соединиться с цинком, образуя  $\text{ZnS}$ .

Наконец, образованию цинковой пуссеры способствует непосредственное окисление воздухом некоторого количества цинковых паров. Несмотря на все предосторожности, воздух засасывается через реторты и конденсаторы. Еще труднее его избежать в электрических печах, куда он проникает при загрузках шихты. Влага, которая имеется в последней, также является одним из факторов окисления цинка и образования пуссеры.

**С е р н и с т ы й ц и н к.** Хотя сернистый цинк при высокой температуре разлагается железом и известью, весьма желательно, чтобы при обжиге бленды  $\text{ZnS}$  оставалось по возможности меньше. Установлено, что обожженная руда тем лучше восстанавливается и дает, следовательно, больший выход, чем меньше в ней содержится  $\text{ZnS}$ . Про (Prost) на одном из заводов льезжского бассейна произвел ряд опытов в заводских условиях для выяснения влияния  $\text{ZnS}$  на восстановление руды.

Образцы руды, которые применялись для опытов, имели следующий состав:

	Pb — бледа		Fe — бледа	
	Полный обжиг	Неполный обжиг	Полный обжиг	Неполный обжиг
	В п р о ц е н т а х			
Zn . . . . .	60	—	42,5	—
Pb . . . . .	11	—	4,7	—
Fe . . . . .	1,5	—	18,0	—
CaO . . . . .	0,6	—	1,1	—
MgO . . . . .	0,5	—	0,7	—
SiO <sub>2</sub> . . . . .	1,5	—	6,0	—
S (суммар.) . . . . .	2,12	5,43	2,91	7,73
S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (раств.) . . . . .	0,43	0,50	1,28	0,87

Чтобы быть уверенным, что сравниваемые руды подвергались действию той же температуры, опыты были проделаны следующим образом:

**опыт I.** Одна смесь из 125 кг свинцовой бленды, хорошо обожженной, и 85 кг восстановителя была загружена в нечетные номера реторт — 1,3, 5,7,9 печи, с 10 ретортами в ряд.

Вторая смесь из 125 кг плохо обожженной свинцовистой бленды и 85 кг восстановителя была загружена в четные номера реторт: 2, 4, 6, 8, 10; в нечетные номера того же ряда была загружена руда образца I.

0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

*опыт II.* Одна смесь из 125 кг хорошо обожженной железистой бленды и 75 кг восстановителя и вторая смесь из 125 кг плохо обожженной железистой бленды и 75 кг восстановителя были, аналогично предыдущим образцам, загружены: одна в нечетные номера, другая в четные номера реторт одного и того же ряда из 10 реторт.

При всех опытах загрузка была произведена утром, одновременно с загрузкой реторт всех остальных рядов шихтой, перерабатываемой в данное время на заводе. Шихта находилась в печи 20 часов. Выгреба цинка производились в нормальное время.

Полученные результаты приведены в следующей таблице.

	Р а й м о в к а		‰ Zn оставше- гося в раймровке, к весу всего цинка
	свинцовистой кг	‰ Zn в свин- цовой раймровке	
Pb бленда, намертво обожженная . . . .	68,5	1,46	1,35
» » неполно » . . . .	78,7	6,92	7,38
Fe » обожженная намертво . . . .	73,35	0,73	0,95
» » неполно обожженная . . . . .	92,60	3,90	6,70

Эти результаты показывают, что влияние неполного обжига менее заметно при железистой обманке, вероятно, по причине действия железа на сернистый цинк.

Содержание цинка в 3,90‰, установленное в раймровке от восстановления железистой бленды с 7,73‰ S, значительно не превышает количество цинка, остающееся нормально в раймровках цинковых заводов. Однако на практике не рекомендуется оставлять серу в обожженной цинковой обманке и увеличить затем содержание железа для восстановления сернистого цинка. Действительно, хотя Fe является хорошим десульфуризатором, но FeS, которое получается, оказывает на реторты сильно-корродирующее действие.

Легкость, с которой железо образует легкоплавкие силикаты, заставляет ограничивать до минимума содержание железа в шихте.

ZnS восстанавливается углеродом при высокой температуре.

Значительное количество цинка, остающееся в раймровке, полученной от восстановления железистой, неполностью обожженной цинковой обманки, можно объяснить тем обстоятельством, что частицы ZnS, недостаточно тесно соприкасаются с частицами угля, без которого восстановление не может протекать.

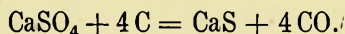


**Сульфат цинка.** Это соединение может восстанавливаться углеродом в  $ZnS$ . Поэтому при обжиге необходимо, чтобы сульфат цинка разложился по возможности полное.

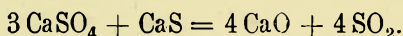
**Силикаты цинка.** Силикаты могут полностью восстанавливаться в цинковой печи при высокой температуре.

**Сульфат кальция.** Сульфат кальция представляет значительный интерес, так как он часто находится в большом количестве в обожженной цинковой обманке.

При соприкосновении с углеродом  $CaSO_4$  восстанавливается в  $CaS$ :



Согласно Лепярчику, часть образующегося  $CaS$  может реагировать с неразложившимся  $CaSO_4$  по ур-ию:



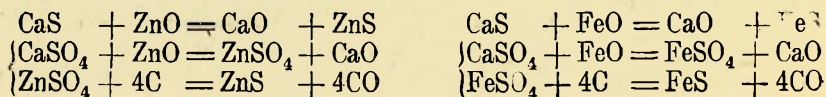
Опыты, проделанные Про, выявили, что  $CaS$ , полученный при восстановлении сульфата, не отдает своей серы окиси цинка. Действительно, нагревая при  $1200 - 1250^\circ$  смесь из 20 г окиси цинка, полученной от обжига бленды с 6 г чистого сульфата кальция и 15 г древесного угля, Про полностью удалил из нее цинк. При  $1200^\circ$  сернистый цинк не реагирует с углеродом и, если бы он получился, его присутствие можно было бы установить в раймовке.

По Бисхопинку (Bisschopinck), термохимически  $ZnS$  при этих условиях не может образоваться.

Теплота образования  $CaS$ , полученного мокрым путем, по Томсену, составляет 98 170 *кал*; образование же  $ZnS$  в тех же условиях требует 41 580 *кал*. Хотя эти числа относятся к  $CaS$  и  $ZnS$ , полученным мокрым путем, их можно считать правильным и при получении этих соединений сухим способом.

Некоторые металлурги считают, что присутствие в значительном количестве в шихте сульфата кальция делает ее восстановление более трудным. По Бисхопинку, причина этого заключается в необходимости большего количества тепла, чтобы перевести  $CaSO_4$  в  $CaS$ . Оно соответствует 220 200 *кал*, в то время как восстановление окиси  $Zn$  требует лишь 84 800 *кал*. Учитывая разницу в молекулярных весах  $ZnO$  (81,2) и  $CaSO_4$  (136), получаем, что восстановление 1 части  $CaSO_4$  расходует 1619 *кал*, в то время как восстановление одной части  $ZnO$  требует лишь 1044 *кал*. Другими словами, при одинаковых весовых количествах на восстановление  $CaSO_4$  расходуется на 60% больше тепла, чем для восстановления  $ZnO$ . При этих условиях делается понятным, что наличие в шихте большого количества  $CaSO_4$  может замедлить процесс восстановления.

Лепярчик допускает, что при восстановлении  $CaSO_4$  углеродом получается, помимо остатка неразложившегося  $CaSO_4$ ,  $CaS$  и  $CaO$ . Если восстановление протекает в присутствии  $ZnO$ ,  $FeO$  или  $MnO$ , наблюдается лишь образование  $CaO$  (не считая неразложившейся  $CaSO_4$ ), что, по мнению исследователя, объясняется следующими реакциями:



Автор считает возможным образование  $ZnS$  прямой реакцией между  $CaS$  и  $ZnO$ , что противоречит результатам опытов и термохимическим соображениям, приведенным выше. Он пришел к выводу, что к богатой известью обожженной бленде необходимо прибавлять некоторое количество окиси железа. Железо, полученное при восстановлении, связывает серу  $CaS$ , ослабляя ее действие на цинк.

Однако практически эта присадка окиси железа, вследствие разъедания реторт сернистым железом, является причиной более значительных потерь, чем те, которые могут получиться от образования, довольно проблематического, небольшого количества  $ZnS$  по реакции между  $CaS$  и  $ZnO$ . При этом увеличивается корродирующее действие раймовки вследствие образования железистых силикатов, за счет прибавляемой окиси железа.

По Мостовичу,  $CaS$ , полученный при восстановлении сульфата углеродом, избыток которого всегда имеется в шихте, может образовать с другими сульфидами, как свинец, железо и т. д., при температуре в  $1000^\circ$  легкоплавкие штейны, аггломерирующие частицы руды.

Сульфат кальция и свободная известь способствуют образованию известково-железистых силикатов, которые растворяют окись цинка, переводя ее в соединение, последующее восстановление которого более затруднительно, чем восстановление свободной окиси.

Неблагоприятное действие сульфата кальция сказывается также в регенерации им сернистого цинка. Действительно, если сернистый кальций, полученный от восстановления сульфата кальция, не реагирует с  $ZnO$ , то его действие при наличии кремнезема, постоянного спутника цинковой руды, резко меняется.

Про, в результате опытов, проделанных под его руководством Блено (Blenau) и продолженных им в совместной работе с Юба (Ubaghs), пришел к заключению, что сернистый газ, выделяемый при переходе сульфата кальция в силикатное состояние, восстанавливается при соприкосновении с горящим углеродом. Получающаяся при этом сера связывается с парами цинка, регенерируя  $ZnS$ .

Ниже приводятся результаты ряда опытов с нагревом в муфельной печи до максимальной температуры в  $1200^\circ$ , достаточной для восстановления  $ZnO$ , но недостаточной для восстановления  $ZnS$ , смеси из: 1)  $ZnO$  и  $CaSO_4$  или  $BaSO_4$  с углем и 2) той же смеси, но с присадкой  $SiO_2$ :

	I	II	III	IV	V
	г	г	г	г	г
$ZnO$ . . . . .	30	30	30	30	30
$CaSO_4$ . . . . .	—	15	15	—	—
$BaSO_4$ . . . . .	—	—	—	25,4	25,4
Кварц пылевидный . . . . .	—	—	6,6	—	6,6
Графит из черепков тиглей . . . . .	22,5	33,7	39,0	41,5	46,5
Цинк в раймовке . . . . .	0	0	1,38	сл.	1,44
Процент от всего цинка . . . . .	—	—	5,75	—	6,00



Как видно из опыта I, ZnO восстановилась полностью. Из смесей II и IV, содержащих  $\text{CaSO}_4$  и  $\text{BaSO}_4$  при отсутствии кремнезема, цинк также дестиллировал полностью. Присадка кремнезема к тем же смесям (III и V) задерживает часть цинка. При заданной температуре, при которой производились опыты, силикаты цинка не образуются, поэтому необходимо считать, что недестиллированный цинк остается в раймовке в виде  $\text{ZnS}$ .

Из специальных проб удалось извлечь и определить количество  $\text{ZnS}$ . Т. о., если причины, указанные Биспопинком и Мостовичем, для объяснения затруднений при восстановлении известковой шихты соответствуют действительности, то в присутствии кремнезема в руде (или реторте) при одновременном наличии  $\text{CaSO}_4$  и  $\text{BaSO}_4$  происходит регенерация  $\text{ZnS}$ , который может остаться в раймовке, так как его восстановление происходит при более высоких температурах.

**Сульфат бария.** По Мостовичу, восстановление  $\text{BaSO}_4$  углем начинается при  $600^\circ$  и протекает полностью при  $800^\circ$ . Окись углерода действует почти так же, как углерод. Окись углерода начинает восстанавливать  $\text{BaSO}_4$  при  $650^\circ$ .

Если продолжать нагрев полученного сульфида ( $\text{BaS}$ ) в атмосфере окиси углерода, то при  $1200^\circ$  замечается потеря некоторого количества серы.

Нагревая при  $1200^\circ$  смесь из цинковой обожженной обманки, сульфата бария и древесного угля, Про удалось полностью удалить цинк из руды. Если бы имело место образование  $\text{ZnS}$  за счет  $\text{BaSO}_4$ , то полученный сульфид находился бы несомненно в раймовке, так как углерод не разлагает  $\text{ZnS}$  при  $1200^\circ$ . Про в другой серии опытов с смесью неполностью обожженной цинковой обманки и угля нашел заметные количества  $\text{ZnS}$  в углеродистой раймовке.

Это совпадает с последующими определениями, произведенными Сандером на одном из цинковых заводов Льежского бассейна. После переработки цинковой обманки, содержащей 9,2%  $\text{BaSO}_4$ , при обыкновенных условиях в цинко-дестилляционной печи в раймовке осталось 2,39% Zn, т. е. тот минимум, который часто не достигается даже при рудах, не содержащих барита.

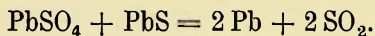
Как уже было сказано, все это происходит совсем иначе, когда шихта для восстановления содержит значительное количество кремнезема.

**Сульфат магния.** При нагреве в присутствии окиси цинка и угля сульфат магния образует  $\text{ZnS}$ . При этом, в противоположность тому, что происходит с  $\text{CaSO}_4$  и  $\text{BaSO}_4$ , образуется  $\text{MgO}$  и выделяется  $\text{SO}_2$ . Последний, получаясь в нейтральной среде в присутствии  $\text{ZnO}$ , при дальнейших реакциях образует  $\text{ZnS}$ .

На практике это обстоятельство не имеет существенного значения, так как магний находится в бленде в незначительном количестве.

**Окись свинца.** Это соединение легко восстанавливается углеродом с образованием металлического свинца.

**Сульфат свинца.** Углерод переводит сульфат свинца в сульфидное состояние. Последний, реагируя с еще неразложившимся сульфатом, дает металлический свинец с выделением  $\text{SO}_2$ . Например:



Нагревая при  $1200^\circ$  смеси из  $\text{PbSO}_4$ ,  $\text{ZnO}$  и древесного угля, Про констатировал образование значительного количества  $\text{ZnS}$ . На практике

сульфат свинца находится в обожженных рудах в небольших количествах, так как большая часть образующегося в начале процесса обжига сульфата переходит в силикаты. В присутствии железа сульфат свинца может восстановиться с образованием Pb и FeS.

Часть свинца переходит в раймовку в виде силиката или дестиллирует с цинком и конденсируется вместе с ним.

**С и л и к а т ы с в и н ц а.** Силикаты свинца частично могут восстанавливаться. Часть остается без изменения в раймовке.

Силикаты свинца очень легкоплавки и разрушающе действуют на реторты.

**З а к и с ь ж е л е з а.** Железо, которое образуется от восстановления окиси железа в ретортах, играет роль десульфуризатора. С другой стороны, железо переходит в силикаты, образуя простые железистые или сложные силикаты, которые, как и сернистое железо, очень нежелательны. Силикаты, будучи очень легкоплавкими, образуясь в больших количествах, могут спекать руду и затруднять ее восстановление. Кроме того, силикаты энергично действуют на стенки реторт, пробивая их в очень короткое время.

**О к и с ь м а р г а н ц а.** Восстановленный до закисного состояния, марганец может образовать с кремнеземом легкоплавкие силикаты. Обыкновенно количество марганца в руде настолько незначительно, что влиянием этого металла на шихту можно пренебречь.

**А р с е н а т ы и а н т и м о н а т ы.** Под действием углерода эти соединения могут дать металлический мышьяк и сурьму, которые абсорбируются частично цинком.

Мышьяковые и сурьмяные соединения восстанавливаются в мышьяковистые и сурьмянистые соединения, которые остаются в раймовке.

**С е р е б р о.** Серебро остается в раймовке. В цинке серебра почти не содержится.

Иногда содержание серебра в цинке доходит до 40 г на тонну. Наличие его в цинке можно объяснить действием жидкого цинка в конденсаторе на частицы шихты или корольки свинца, имеющиеся в шихте, которые механически увлекаются в конденсатор инструментом при выгребе цинка.

**О к и с ь к а д м и я.** Окись кадмия восстанавливается легче, чем окись цинка. Кадмий, который кипит при 778°, более летуч, чем цинк. Кадмий удаляется из шихты в первые часы дестилляции. Он содержится в большом количестве в цинковой пусьере, т. е. в первых продуктах конденсации. Пусьера является одним из основных исходных материалов для получения кадмия.

Часть кадмия удерживается цинком и конденсируется вместе с ним.

**Ф т о р и с т ы е с о е д и н е н и я.** При обжиге цинковой обманки большая часть фтора улетучивается. Фтористые соединения остаются в обожженной руде в столь незначительном количестве, что не оказывают никакого влияния на процесс восстановления.

При кальцинации галмеза, который иногда бывает очень богат фтором, последний не удаляется из руды. В последнем случае, шихту эту руду с рудами без-фтористыми, можно довести содержание его до того предела, чтобы легкоплавкость раймовки не увеличивалась.

**Г л и н а и к в а р ц.** Эти неизменные спутники всякой цинковой руды участвуют в образовании силикатов железа, извести, свинца и т. д., степень плавкости которых меняется в зависимости от природы оснований



и от содержания в них кремнезема. В дальнейшем мы увидим, в каких пределах держится обыкновенно содержание кремнезема в шихте, идущей на восстановление.

Влияние состава восстановителя. Чтобы закончить обзор роли разных элементов руды при процессе восстановления, необходимо рассмотреть влияние S, содержащейся в золе горючего-восстановителя, на образование сернистого цинка.

При сухой перегонке каменного угля, загружаемого в реторты вместе с рудой, часть серы выделяется либо в элементарном состоянии (от разложения  $\text{FeS}_2$ ), либо в виде  $\text{H}_2\text{S}$  и др.

Эта сера, соприкасаясь с окисью цинка, образует сернистый цинк.

При диссоциации пирита зола получается  $\text{FeS}$ , а известняк, содержащийся в каменном угле, переходит в известь.  $\text{CaO}$  может связать некоторое количество серы и, кроме того, реагируя с  $\text{ZnS}$ , отнимать серу у последнего. Логически рассуждая, получается, что чем более уголь содержит известковой пустой породы, тем менее образуется в конечном счете сернистого цинка за счет серы горючего, независимо от того, удерживается ли сера известью, или  $\text{ZnS}$ .

Эти выводы подтверждались опытами, произведенными Про с двумя смесями из окиси цинка (обожженной цинковой обманки) и угля, содержащего для первой смеси 1,6% S и золу богатую известью и для второй смеси 7% S при отсутствии извести.

Обе смеси подвергались нагреву при  $1250^\circ$  в течение промежутка времени, достаточного для обеспечения полной дистилляции цинка. В первом случае (уголь с 1,6% S) в раймовке остались лишь следы цинка. Во втором случае в раймовке осталось 5% Zn. При повторении последнего опыта, но с прибавлением некоторого количества извести получилась раймовка, как и в первом случае, без цинка.

Уголь, применяемый в качестве восстановителя в цинковом производстве, содержит обыкновенно около 1% S. Кроме того, эти угли часто многозольны (иногда более 15%). С прибавляемым в количестве 40 — 50% от веса руды углем, богатым золой, вводится в реторты значительное количество силикатов и окислов железа, кальция и т. д., которые нередко действуют весьма неблагоприятно на степень плавкости твердой раймовки и способствуют ускоренному износу реторты.

#### ВЫДЕЛЕНИЕ СЕРЫ И СЕРНИСТОГО ГАЗА ПРИ ПРОЦЕССЕ ВОССТАНОВЛЕНИЯ

При восстановлении цинковой обманки, содержащей щелочно-земельные сульфаты, выделяется сернистый ангидрид, сера которого может в конечном итоге регенерировать сернистый цинк.

Про произвел ряд опытов, имеющих целью проверить, ограничивается ли регенерация  $\text{ZnS}$  объемом реторты, в которой находится шихта, или S проникает в конденсаторы, в которых охлаждается металл, и аллонжи, предназначенные для улавливания пуссыеры, и в них образует сернистый цинк.

Опыты проводились на заводе в Льежском бассейне с двумя рудными шихтами.

*Опыт I.* В одну реторту загружалось 36,8 кг сухой руды с 1,64% S. Для

опытов были использованы 2 реторты: А и В. Т. о., определения повторялись дважды в 2 одинаковых ретортах. В каждую реторту загружалось 18,8 кг восстановителя с 1,35% S.

Опыт II. Загрузка составляла 37,7 кг руды на реторту. Содержание серы в руде (сильно известковой) = 4,68% S.

Как и в предыдущем случае, опыт проводился в 2 ретортах одновременно (А и В). В каждую реторту загружалось 19,5 кг сухого восстановителя с 1,35% S.

Конденсаторы и аллонжи снимались в разные периоды восстановительного процесса, который длился 24 часа. Снятые конденсаторы и аллонжи всякий раз заменялись другими. Перед снятием конденсаторов жидкий цинк выпускался через отверстие, сделанное в выпуклой части последних. Были предприняты особые меры предосторожности, чтобы при охлаждении воздух не проникал в конденсаторы и аллонжи, заполненные окислом и пуссьерой.

В следующей таблице приведены результаты исследований.

		Серы в окислах г	Серы в пуссьере г
Загрузка I.			
Смесь из:	реторта		
руды с 1,64% S . . . . .	А . . . .	12,14	1,09
восстановителя с 1,35% S	В . . . .	11,56	0,59
Загрузка II.			
Смесь из:	реторта		
руды с 4,68% S . . . . .	А . . . .	5,74	0,54
восстановителя с 1,35% S	В . . . .	9,66	0,92

Для тех же загрузок выводы можно было резюмировать следующим образом, если допустить, что в окислах и пуссьере вся сера соединена с цинком, и подсчитать все количество цинка, заключенное в шихте, загруженной в реторты:

	Zn — общий в шихте в кг	Цинк, связанный с серой в		‰ общего цинка, связан- ного с окислами и пуссьерой
		окислах, в г	пуссьере, в г	
Загрузка I (1,64% S)				
Реторта А . . . . .	19,51	24,65	2,26	0,13
» В . . . . .	19,51	23,48	1,19	0,1
Загрузка II (4,68% S)				
Реторта А . . . . .	21,44	11,66	1,09	0,05
» В . . . . .	21,44	19,61	1,86	0,10



Как видно, для двух загрузок, в которых содержание серы находится в отношении 1 : 3, процент всего цинка, который можно считать связанным в виде сернистого соединения в окислах и пусьере, незначителен. Очевидно, сера, которая освобождается по реакциям, протекающим в ретортах в процессе восстановления, реагирует в ретортах с цинком или другими элементами шихты или выделяется в виде соединений, на которые пары цинка при конденсации их не оказывают никакого действия.

В дополнение к приведенным опытам Про исследовал, в какой мере и каким образом для данной шихты цинковой печи происходит возгонка серы в процессе дистилляции.

Шихта состояла из смеси руды состава:

Zn	Pb	Fe	CaO	MgO	S	SiO <sub>2</sub>
43,72	4,37	6,96	3,22	1,12	2,97 S <sub>S</sub> =0,79; S <sub>SO<sub>2</sub></sub> =2,18	9,25

Эта смесь была загружена в три соседних реторты той же печи. Горючее-восстановитель, в количестве 40% от веса руды, содержал 0,97% S.

Ниже в таблице приведены веса руды и восстановителя в сухом состоянии.

	Вес руды в кг	Вес восстано- вителя в кг	Цинк в руде в кг	Сера в руде в кг	Сера в горючем в кг	Сера общая в кг
Реторта А . . . . .	37,74	15,20	17,858	1,120	0,147	1,267
» В . . . . .	37,84	15,24	17,907	1,123	0,147	1,270
» С . . . . .	37,20	14,98	17,605	1,105	0,145	1,250

Как видно, все три загрузки почти идентичны. Если принять во внимание, что три реторты, в которые была загружена шихта, находились в одной печи в непосредственной близости друг с другом, то можно рассматривать полученные результаты по отношению к одной шихте в разные фазы восстановления.

Все три реторты были загружены в 8 часов утра. Реторта А была вынута из печи в 7 час. 30 мин. вечера, когда температура, определяемая конусом Зегера, расположенным в пустой резервной реторте в печи, доходила до 1280°. Как только реторта была вынута из печи, она была заткнута плитой из огнеупорного материала и замазана глиной. В таком состоянии она оставалась до полного охлаждения.

Реторта В была вынута в 1 час утра; температура в этот момент равнялась 1370°. В 5 часов 30 минут утра вынули реторту С. Температура в этот момент равнялась 1370°.

После полного охлаждения содержимое реторт было взвешено. Затем были отобраны пробы для анализов.

Полученные результаты приведены ниже.

Реторты	Вес загрузки в кг	Zn %	Zn (вес) в кг	S %	S (вся) в кг	% Zn, улетучив- шегося из шихты	% S, уле- тучившейся из шихты	Примечание
А вынута в 7 ч. 30 м. утра . . .	33,100	28,0	9,268	3,63	1,200	48,11	5,28	Вся сера в сульфидном состоянии.
В вынута в 1 час утра	23,5	13,52	3,177	5,00	1,175	82,26	7,47	
С вынута в 5 ч. 30 м. утра . . .	18,8	3,78	0,701	6,08	1,143	95,02	8,56	

Согласно сказанному выше, можно результаты, отмеченные на этой таблице, рассматривать, как относящиеся к одной и той-же шихте, но полученные в разные моменты восстановления.

Как можно видеть, удаление серы наиболее активно в первой половине операции. К концу этого периода 5,28% S было удалено. Между 7 ч. 30 м. вечера и 1 часом утра количество улетучившейся серы опустилось до 2,19%. Между 1 час. и 5 ч. 30 м. утра — до 1,09% S. В общем, количество серы, выделившейся в течение второй половины восстановления, составляло лишь 3,28% всего количества, имевшегося в шихте. Возможно, что часть серы, улетучившейся до 7 ч. 30 м. вечера, получилась от сухой перегонки тощего угля, применяемого в качестве восстановителя, которая должна была закончиться к тому моменту, когда температура настолько повысилась, чтобы могло начаться восстановление руды.

Как бы то ни было, количество серы, найденное в окислах в конденсаторах, незначительно по сравнению с количеством этого элемента, выделяемым при процессе восстановления руды.

Сера должна следовательно улетучиваться в некоторой своей части в виде соединений, которые не реагируют с парами цинка при конденсации последних.

## ПРИГОТОВЛЕНИЕ ШИХТЫ

### ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ

Приготовление шихты для восстановления нужно рассматривать с точки зрения физического и химического ее состояния.

С химической стороны состав шихты должен быть такой, чтобы остатки от дистилляции (раймовка) были сухими, не спекались и легко выгружались из реторт. Легкоплавкая раймовка вызывает не только энергичную коррозию реторт, но снижает выход металла, так как часть шихты может покрываться шлаком и не восстановиться.

Одним из элементов, благоприятствующим образованию легкоплавких силикатов, является железо. На практике, при смешении руд разных соста-



вов, стремятся не превышать содержания железа более 79—%. При 10—15% Fe коррозия и проедание реторт происходит в очень короткое время. Жидкоплавкие силикаты могут стекать на низележащие ряды реторт, прибывая последние.

Как правило, желательно иметь мало железа в шихте; однако нельзя точно определить допускаемый максимум его содержания. Действительно, чтобы сделаться вредным, железо должно найти в шихте определенные пропорции кремнезема и различных оснований. Известно, что плавкость образующихся из одних и тех же элементов силикатов меняется в зависимости от состава последних.

Кроме того, нагрев шихты на разных заводах производится не одинаково. Для смеси руд, богатой галмеем, легко восстановимой, максимальная температура в печи может быть ниже 1400°. При другой смеси, содержащей силикаты и другие трудно-восстановимые соединения цинка, конечная температура в ретортах должна быть 1400° или даже 1450°. При этих условиях очевидно, что две шихты, содержащие одинаковые количества железа, кремнезема, извести и свинца, могут дать с точки зрения физического состояния раймовки результаты весьма различные, в зависимости от того, будут ли они нагреты выше или ниже 1400°.

Большое значение имеет также процент золы в горючем восстановителе и ее состав. В качестве восстановителя применяется тощий мелкий уголь, нередко с большим содержанием золы; последняя часто содержит много железа и при нагреве в 1400° расплавляется. Т. о. восстановитель может делать раймовку тестообразной или жидкой, в то время как по составу руды она должна быть совершенно сухой. Бывают случаи, когда восстановитель делает раймовку совершенно жидкой.

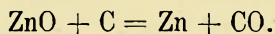
Раймовка стекает при этом по наклонной реторте в конденсатор, что является причиной больших неполадок в работе.

Из сказанного выше ясно, что шихта, как правило, должна быть маложелезистой. Однако в некоторых случаях можно без особых неудобств перерабатывать руды, содержащие более чем 15% Fe. Журнал «Минеральная индустрия» (The Mineral Industry, вып.: XIV, 1907) приводит как пример завод в САСШ, работающий на руде, содержащей в сыром виде: Zn — 40%, Fe — 17%, Pb — 4% и в которой после обжига содержание железа достигает 20%. Содержание кремнезема в ней, к сожалению, не приводится.

Что касается свинца, то его содержание в руде может доходить, без больших затруднений в работе, до 10%. Силикаты свинца легкоплавки и энергично реагируют с ретортной массой. При восстановлении часть свинца переходит в металлическое состояние и теряет свое вредное влияние.

На практике восстановитель прибавляется к руде или к смеси руд в количестве 40—45%, а иногда 50% от веса последней. Это на 300—400% превышает теоретически-необходимое его количество.

Основной реакцией при процессе дистилляции является восстановление окиси цинка:



При этой реакции требуется углерода в количестве 0,184 по отношению к получаемому цинку (65 Zn : 12 C = 1 : x; x = 0,184). Реакция сильно эндотермична.

Помимо окиси цинка, соединениями, которые могут находиться в значительном количестве в шихте и на которые действует углерод, являются:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , силикат, сульфат и окись свинца и  $\text{CaSO}_4$  (иногда  $\text{BaSO}_4$ ).

Допустим, что эти соединения находятся в количествах, соответствующих 10,6 и 5%, тогда количество углерода, необходимое для их восстановления, не превышает 4 частей на 100 частей руды.

Если руда содержит, к примеру, 60%  $\text{ZnO}$ , количество теоретически необходимого углерода определяется отношением:  $81 : 12 = 60 : x$ ;

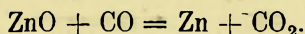
$x = \frac{12 \cdot 60}{81} = 8,8\%$ , где 81 есть молекулярный вес  $\text{ZnO}$ , а 12 — атомный вес углерода.

Восстановление приведенного состава шихты требует теоретически 13% углерода. Если на практике количество восстановителя превышает более чем в 3 раза эту цифру, то это вытекает из следующих причин: применяемое горючее-восстановитель не является чистым углеродом. Оно часто содержит много золы.

В случае применения тощих углей количество летучих веществ в них доходит часто до 8%.

Избыток углерода, примешанный к раймовке, благодаря своей неплавкости сохраняет раймовку сухой, не спекающейся, ослабляет ее корродирующее действие на реторты и облегчает выгрузку по окончании процесса восстановления.

При процессе восстановления необходимо тщательно избегать накопления углекислоты, получаемой при реакции



Это достигается действием избытка углерода, способного переводить  $\text{CO}_2$  в  $\text{CO}$ .

Все эти соображения оправдывают в полной мере применение значительного избытка восстановителя.

Что касается количества топлива, необходимого для нагрева ретортных печей, то это зависит от способа отопления (колосниковая или газогенераторная топки) и от типа печи. Расход топлива колеблется от 1000 до 1700 кг на тонну восстанавливаемой руды. Род топлива также меняется в зависимости от метода нагрева.

Более подробно об этом будет сказано при рассмотрении главных типов печей, применяемых при восстановлении.

На многих заводах принято прибавлять к шихте небольшое количество соли, примерно, 15 кг на 10 тонн руды. Считают, что даже в столь небольшом количестве соль уменьшает образование пуссеры, так как пары соли растворяют пленку окиси, которая может покрывать частицы цинка при конденсации, способствуя таким образом слиянию частиц в жидкое состояние.

Можно загружать соль непосредственно в задний конец конденсатора или в передний конец реторты.

По физическому состоянию шихта должна быть достаточно измельчена, чтобы частицы окиси цинка хорошо соприкасались с углеродом. Как уже было сказано, тонкость зерна не должна превышать того



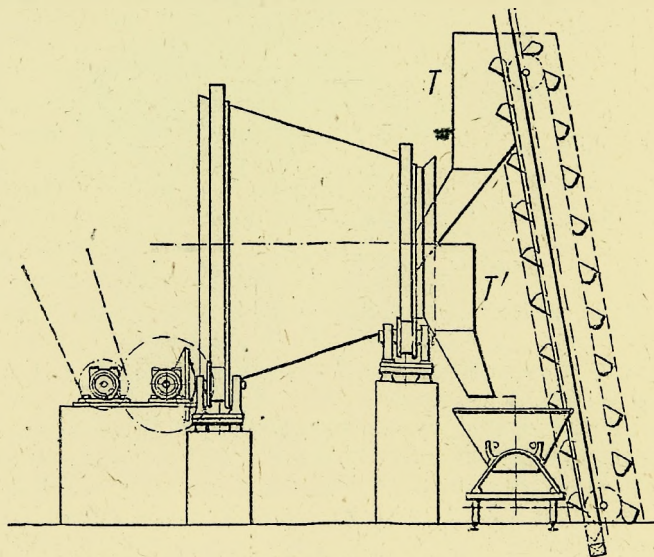
предела, когда образующиеся газы не могут свободно выделяться из реторты, что может вызвать выбросы шихты из последней.

Для обожженной цинковой обманки и галмея величина зерна не превышает 4 мм; большая часть состоит из частиц менее 2 мм. Величина зерен восстановителя может доходить до 6 мм; количество зерен менее 2 мм составляет более 50%.

Способы приготовления шихты на разных заводах различны. Иногда шихта составляется вручную, лопатой. На некоторых заводах шихту приготавливают в измельчителе Вапара (Varart). Другие заводы применяют специальные смесители. Смеситель Рапса (Raps) применяется на немецких заводах.

### СМЕСИТЕЛЬ РАПСА

Этот аппарат (фиг. 27 и 28) состоит из конического горизонтально расположенного барабана с внутренними спиральными лопастями. Широкое



Фиг. 27.

основание барабана закрыто наглухо. Другое основание частично закрыто кольцом, предназначенным для регулирования скорости разгрузки.

Барабан лежит на роликах и может вращаться в обе стороны.

При работе положение меланжера должно быть таковым, чтобы он мог вращаться в направлении винтовых лопастей.

Материалы для смешения загружаются в бункер T, который разгружается у середины малого основания. Когда аппарат приводится в движение, лопасти перегребают массу по направлению к большому основанию, одновременно смешивая материал. Чтобы выгрузить шихту, барабану сообщают обратное вращение. Лопасти перегребают тогда смесь в сторону малого основания к бункеру T, откуда она попадает в вагонетки или на транспортер.

СМЕСИТЕЛЬ ДОРР-ДЕЛЯТРА (DORR-DELATTRE)

Этот аппарат, в котором можно получить идеальное смешение больших масс разных материалов, построен на следующих принципах:

1. Материалы доставляются в определенном порядке и в определенном количестве в резервуар с вертикальными перегородками и горизонтальными каналами.

2. Шихта из горизонтальных каналов разгружается в вертикальные камеры такого же резервуара, заполняя их последовательно один за другим.

3. Первая смесь доставляется обратно в горизонтальные каналы и полученная вторая смесь пересыпается в вертикальные камеры первого резервуара, заполняя их последовательно один за другим.

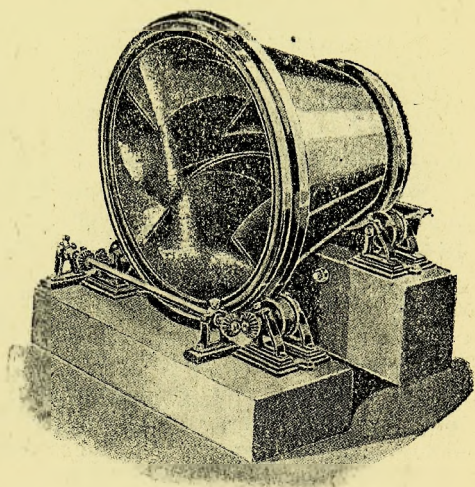
4. Эти операции повторяются несколько раз.

На фиг. 29 — 31 показана такая установка (фиг. 29 — вид спереди, фиг. 30 — вид с боку, фиг. 31 — горизонтальный разрез фигуры 29 по  $AB$ ).

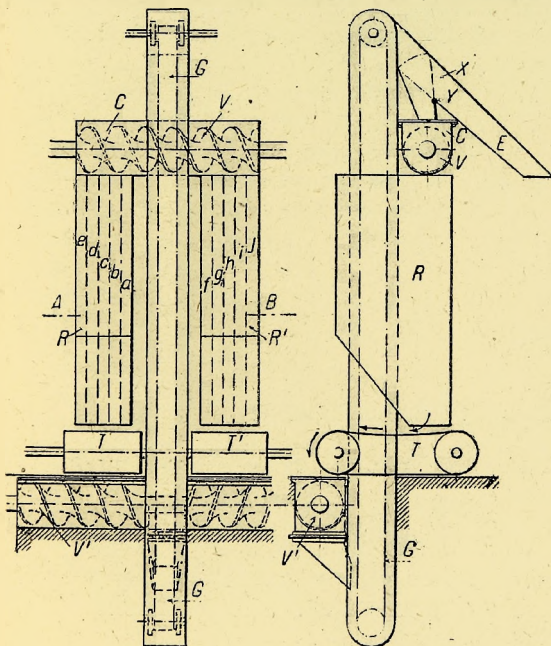
Аппарат состоит из двух одинаковых резервуаров  $R$  и  $R_1$ , разбитых на несколько отделений, открытых с обоих концов.

Над верхней частью резервуаров  $R$  и  $R_1$  проходит горизонтальный шнек  $V$ , помещенный в коробке  $C$ , открытой по всей длине резервуара. Шнек может вращаться в любом направлении. Снизу резервуар обслуживается двумя одинаковыми транспортерами —  $T$  и  $T^1$ .

Материалы для смеси-

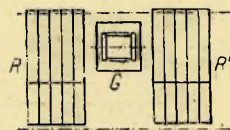


Фиг. 28.



Фиг. 29.

Фиг. 30.



Фиг. 31.



вания доставляются в определенном порядке к ковшевому элеватору  $S$  или к шнеку  $V'$ , с левым и правым ходом, расположенному горизонтально в нижней части аппарата, так что материалы могут в любом случае доставляться к элеватору  $G$  между двумя резервуарами  $R$  и  $R^1$ .

Если привести в движение цепь  $G$ , шнеки  $V$  и  $V^1$  играют роль транспортеров-распределителей. Вертикальные камеры резервуара  $R$  последовательно заполняются в порядке  $a, b, c, d, e$ . Когда смешивающиеся материалы доставлены элеватором  $G$  или шнеком  $V$  в количестве достаточном, чтобы заполнить резервуар  $R$ , подача материалов прекращается, приводится в движение транспортер  $T$ , и материалы, находящиеся в разных отделениях резервуара  $R$ , выгружаются. Выпуск производится по горизонтальным каналам таким образом, что каждое вертикальное отделение от  $a$  до  $e$  опорожняется в одно время с одинаковой скоростью.

Транспортер  $T$  доставляет вторично материалы в шнек  $V^1$ . Т. о. получается первое смешение.

Если одновременно с приведением в движение транспортера  $T$  изменить направление вращения шнека  $V$  (эти операции производятся автоматически с помощью одного рычага), первая смесь проходит через аппараты  $V'$ ,  $G$ ,  $V$ ,  $C$  в резервуар  $R^1$ , вертикальные отделения которого заполняются последовательно в порядке  $f, g, h, i, j$ .

Когда резервуар  $R^1$  наполнен, останавливают транспортер  $T$  и приводят в движение транспортер  $T'$ , изменяя направление вращения шнека  $V$ .

Материалы из резервуара  $R$  выпускаются, как и в первый раз, через горизонтальные каналы. Они составляют вторичную смесь и заполняют резервуар  $R$  в порядке  $a, b, c, d, e$ .

Когда эти операции повторяются несколько раз, закрывают жолоб  $X$ , который вращается вокруг  $Y$ . Смешанные продукты поступают в трубу  $E$  и отсюда в обыкновенные бункера.

Как можно видеть из предшествующего описания, смесителем Дорр-Делятра можно смешивать любые материалы. Он не требует ни смены, ни регулирования при переходе с одной смеси на другую. Конструкция его не меняется, сколько бы ни было ингредиентов шихты для смешения.

Полное отсутствие механических приспособлений позволяет иметь мощный аппарат и устраняет всякую возможность простоя, сводя изнашиваемость аппарата до минимума.

Движущая энергия в этом аппарате применяется лишь для аппаратов, транспортирующих материалы для смешивания.

#### ПРИМЕРНЫЕ СОСТАВЫ ШИХТЫ

Предположим, что на заводе имеются 5 сортов руды состава, приводимого в табл. на стр. 85.

Характерные особенности состава этих руд:

Галмей  $A$ : железистый и очень кремнистый.

Бленда  $B$ : содержит барит, в достаточном количестве свинец и серебро.

»  $C$ : содержит серебро и много свинца.

»  $D$ : сильно кремнистая и железистая.

»  $E$ : богата цинком.

Из этих руд можно составить две смеси при определенном содержании кремнезема и железа: 1) смесь, бедную свинцом и серебром, 2) смесь, богатую этими металлами.

	Галмей А	Бленда В	Бленда С	Бленда D	Бленда E
Zn . . . . .	48,72	45,12	43,62	38,50	52,65
Pb . . . . .	3,00	6,5	12,50	5,0	0,15
Ag . . . . .	0,0	0,047	0,042	—	0,005
Fe . . . . .	11,0	5,60	8,00	18,00	1,40
SiO <sub>2</sub> . . . . .	13,0	2,00	10,00	13,50	8,76
S . . . . .	0,40	5,10	3,30	2,17	4,17
BaO . . . . .	—	13,0	—	—	1,70
CaO . . . . .	2,70	0,80	1,25	1,00	2,50
MgO . . . . .	2,50	0,50	0,25	0,90	0,25
MnO . . . . .	—	—	2,80	—	—
As, Cu, Cd . .	0,10	0,45	0,47	—	—

Раймовка последней получается достаточно богатая свинцом и серебром, чтобы после соответствующего механического обогащения поступить на переработку на свинцовые заводы. Первая смесь, напротив, дает после восстановления раймовку, бедную свинцом и серебром, извлечение которых невыгодно.

Чтобы составить первую смесь, можно взять:

галмей А — 800 частей,

бленды D — 600 частей,

бленды E — 500 частей.

К этой шихте, мало свинцовой, прибавляется несколько процентов оборотной окиси цинка и полупродукты, содержащие цинк. В итоге получается смесь, примерно, состава:

Zn	Pb	Ag	Fe	SiO <sub>2</sub>	S	BaO	MgO	CaO
48,00	2,55	Несколько г на <i>m</i>	9,40	10,60	2,20	0,40	1,13	1,90

Свинцовистую и серебристую смесь можно составить из: галмей А — 900 частей, бленды В — 900 частей, бленды С — 700 частей. Состав получаемой рудной смеси:

Zn	Pb	Ag	Fe	SiO <sub>2</sub>	Mn	S	BaO	CaO	MgO
46,0	7,00	0,03	8,20	8,20	0,78	2,90	4,70	1,60	1,15

As, Cu, Cd — 0,33%.



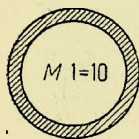
К этим смесям руды прибавляют, как мы уже видели, 40 — 48% горючего восстановителя.

Для облегчения загрузки и уменьшения потерь при этой операции и чтобы иметь возможность плотно набить руду в реторты и, след., лучше использовать объем последних, шихта увлажняется перед загрузкой.

## ИЗГОТОВЛЕНИЕ РЕТОРТ И МУФЕЛЕЙ

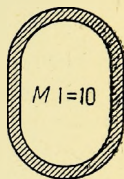
### МАТЕРИАЛЫ

Печи, применяемые для восстановления цинковой руды, представляют по существу прямоугольный коридор, внутри которого расположены в несколько рядов реторты или муфеля с уклоном сзади наперед.



Фиг. 32.

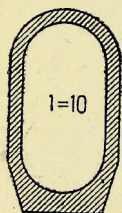
Реторты бывают круглого или эллиптического сечения. Круглые реторты имеют обыкновенно следующие размеры: длина 1,20 — 1,40 м; диаметр около 0,20 м; толщина стенок 3 см; толщина дна 5 см (фиг. 32).



Фиг. 33.

В эллиптических ретортах, длина которых колеблется от 1,25 до 1,60 м, большая ось, не считая толщину стенок, имеет 0,25 — 0,30 м, малая ось — 0,17 — 0,18 м. Как и в круглых ретортах, толщина стенок составляет 0,03 м (фиг. 33 — 34).

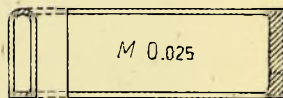
Печи, применяемые на некоторых заводах в Силезии, обслуживаются большими муфелями, имеющими вид длинных призм с округленной верхней стенкой (фиг. 35 — 38).



Фиг. 34.

Обыкновенные размеры муфеля: длина 1,60 — 2,0 м, ширина 0,15 — 0,20 м, высота 0,50 — 0,65 м.

Качество изготовленного муфеля может оказать значительное влияние на продолжительность службы его и, след., на себестоимость цинка. Поэтому изготовление их ведется особенно тщательно.



Фиг. 35.

Несмотря на то, что глина является плохим проводником тепла, слабо сопротивляется колебаниям температуры, легко разъедается шлаками, остающимися после восстановления, она по сегодняшний день является единственным материалом, который применяется для изготовления реторт и муфелей.



Фиг. 36.

Испытание для этой цели магнезита не увенчалось успехом.

Недавно были сделаны попытки использовать карборунд. Опыты, однако, показали, что увеличенная стоимость реторт не окупается удлинением продолжительности службы последних.

Глина, иными словами, силикат глинозема тем более огнеупорен, чем больше в нем отношение глинозема к кремнезему.

По Бишофу, кислые силикаты, как  $Al_2O_3 \cdot 9SiO_2$ , плавятся ниже температуры плавления платины (около 1770°), в то время как основные сили-



Фиг. 37.



Фиг. 38.

каты, как  $4 \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3 \text{SiO}_2$  и  $8 \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3 \text{SiO}_2$  не претерпевают никаких изменений даже при этой температуре.

Ниже приведены точки плавления некоторых силикатов глинозема по Зегеру:

Ф о р м у л а	% состав	Точка плавления
$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2 \dots\dots \}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$ — 62,96 $\text{SiO}_2$ — 37,04	$\}$ 1890°
$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2 \text{SiO}_2 \dots\dots \}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$ — 45,94 $\text{SiO}_2$ — 54,06	$\}$ 1830°
$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3 \text{SiO}_2 \dots\dots \}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$ — 36,17 $\text{SiO}_2$ — 63,83	$\}$ 1790°
$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 5 \text{SiO}_2 \dots\dots \}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$ — 25,38 $\text{SiO}_2$ — 74,62	$\}$ 1750°
$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 8 \text{SiO}_2 \dots\dots \}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$ — 17,53 $\text{SiO}_2$ — 82,47	$\}$ 1710°
$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 10 \text{SiO}_2 \dots\dots \}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$ — 14,53 $\text{SiO}_2$ — 85,47	$\}$ 1690°

При наличии других оснований, помимо глинозема, в особенности  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ , щелочей, вредное влияние избытка кремнезема на степень плавкости сказывается сильнее, вследствие образования сложных, более легкоплавких силикатов.

Напротив, если количество глинозема повышается, образуется больше алюминатов — соединений более тугоплавких, чем силикаты.

### Примерные составы огнеупорных глин.

#### А. Огнеупорные глины для производства реторт.

	Жирная	Тошная	Тошная	Жирная	Тошная	Кальциниров.	
$\text{SiO}_2 \dots\dots\dots$	54,42	73,34	70,12	57,00	76,45	72,04	73,60
$\text{Al}_2\text{O}_3 \dots\dots\dots$	31,86	17,15	21,04	27,97	16,24	22,32	19,90
$\text{Fe}_2\text{O}_3 \dots\dots\dots$	3,27	2,53	2,10	3,35	1,10	4,46	4,9
$\text{CaO} \dots\dots\dots$	0,73	0,52	0,42	0,65	—	0,57	0,40
$\text{MgO} \dots\dots\dots$	0,52	0,37	0,05	0,40	—	0,30	0,42
Потери при кальцикации	8,80	6,00	6,07	10,42	5,80	—	—



**В. Огнеупорная глина для изготовления конденсаторов  
(жирная).**

SiO <sub>2</sub> . . . . .	62,81	50,75	61,50
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	21,72	31,24	25,90
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	4,93	4,91	2,57
CaO . . . . .	0,40	0,78	0,63
MgO . . . . .	0,22	0,36	0,37
Потери при кальцинации .	9,76	11,80	8,60

Состав ретортной массы на разных заводах различный. Теоретически ретортная масса должна быть кислой, если пустая порода в перерабатываемой руде богата кремнеземом. В случаях, впрочем более частых, когда пустая порода основная, масса должна быть богата глиноземом.

На практике, вследствие разнообразия в составе руд, которыми снабжаются большинство заводов, придерживаются среднего состава массы, достаточно испытанной при переработке шихты определенного состава, который сохраняется постоянным смешением соответствующих пропорций различных руд.

Масса для реторт и муфелей не должна подвергаться ни малейшему размягчению при температуре в 1750°.

В состав ретортной массы входят следующие элементы:

1. Сырая или пластичная глина. Последняя является пластической составляющей в ретортной массе. Глина дает при обжиге большую усадку, особенно если она содержит небольшое количество кварца.

2. Обожженная глина (шамот) и кварциты. Эти элементы действуют как отошающие материалы. Они уменьшают усадку ретортной массы.

3. Прибавляется некоторое количество кокса, который также действует как отошающее вещество.

Пропорции, в которых эти элементы поступают в смесь, зависят от их состава и состава ретортной массы, которую желательно получать.

Предположим, что масса до обжига (кокс во внимание не принимается) должна содержать 73% SiO<sub>2</sub>, 21 — 22% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и что имеются в распоряжении материалы следующих составов:

	Жирная глина	Глиноземистый материал	Кальцинирован. кварцит
SiO <sub>2</sub> . . . . .	65,45	51,20	97,0
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	21,80	33,70	1,9
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	2,65	2,17	1,00
CaO . . . . .	0,80	0,42	—
Комбинированная вода . . .	9,30	12,52	—

Чтобы получить требуемую массу, нужно приблизительно взять: 58 частей

жирной глины и 42 части тощего материала, составленного из:

- 1) кальцинированной жирной глины —  $\frac{3}{4}$ ,
- 2) кварцита —  $\frac{1}{4}$ .

Состав смеси будет:

$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	Вода, щелочи и пр.
73	21,5	1,7	0,4	3,4

На 100 частей смеси прибавляют 10% мелко дробленного кокса.

Присадка кокса увеличивает сопротивление реторт корродирующему действию пихты.

Кокс должен находиться в ретортной массе в виде мелких зерен (1 мм), хорошо окутанных глиной, чтобы воспрепятствовать их сгоранию. В противном случае образуются пустоты, облегчающие проникновение шлаков в стенки и разведение глины.

На многих заводах отказались применять в качестве шамота ретортные черепки из опасения ввести в массу легкоплавкие материалы, особенно, если сортировка черепков производилась не вполне тщательно.

Черепки реторт используются при фабрикации конденсаторов для цинка, так как последние не подвергаются действию высокой температуры, подобно ретортам.

#### ПРИГОТОВЛЕНИЕ МАССЫ

Глину сперва сушат. Ее можно подсушить на чугунных плитах, под которыми циркулируют горячие газы от печей для обжига шамотных кирпичей.

Для окончания сушки глину загружают в вагонетки, которые пропускаются через длинную галлерею, отопливаемую паровыми трубами или иным способом до температуры в  $100^\circ$ . Во всяком случае, глина должна быть до измельчения хорошо высушена.

Высушенная глина, шамот и предварительно измельченный кокс шихтуются слоями.

Шихту пропускают через челюстную дробилку. После дробилки смесь ковшевым элеватором подается на мельницу, после чего другим элеватором передается в грохот, стенки которого снабжены отверстиями в 2 — 3 мм в диаметре. Материал, прошедший через грохот, поступает в месильную машину; верхний отсев поступает обратно в мельницу (фиг. 39 — 41).

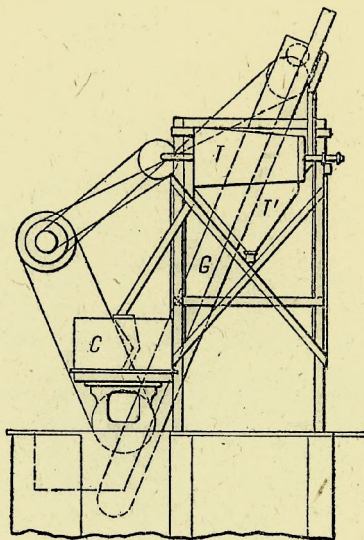
В переднюю часть месильной машины пускается вода в таком количестве, чтобы при выходе из аппарата получить массу достаточно пластичную для фабрикации реторт.

Масса, разрезанная на куски, поступает на изготовление балло для реторт.

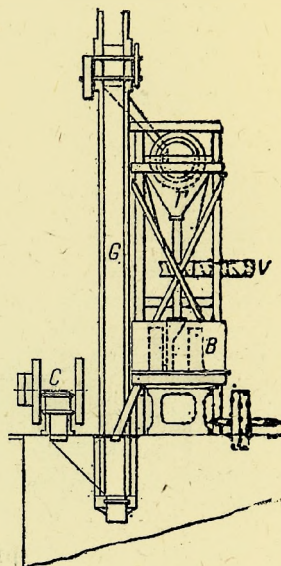
На одних заводах ретортная масса идет в употребление на следующий день, на других — она вылеживается в подвале в течение определенного времени, где подвергается некоторого рода гниению, в результате которого увеличивается ее пластичность.



Природа этого гниения еще не установлена. Некоторые считают, что при такой выдержке в подвале происходит более равномерное распределение влаги. Другие считают, что пластичность меняется от влияния коллоидов,



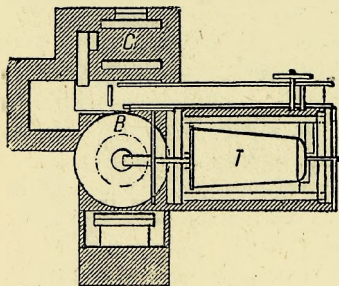
Фиг. 39.



Фиг. 40.

которые под действием кислот коагулируют, являясь как бы ферментами для органических материалов глины.

Согласно Лекренье (Lecrenier), влияние гниения можно объяснить следующим образом. Глина, преобразуясь, переходит в сланцы. Последние под влиянием воздуха и влаги постепенно снова переходят в глину.



Фиг. 41.

В пластичных глинах можно встретить все виды пластичности, в зависимости от того, насколько они сланцевиты. При отсутствии сланцевитости глина обладает максимумом пластичности и от гниения ничего не выигрывает. Это относится к большей части глин Бельгии и Франции. Сланцевитые глины, как например из Мейссена (Meissena), напротив, улучшаются при вылеживании.

Этим объяснением роли гниения можно понять, почему на одних заводах считают эту фазу при изготовлении ретортной массы обязательной, в то время как на других масса из глиномялки поступает прямо в прессе.

# ИЗГОТОВЛЕНИЕ РЕТОРТ И МУФЕЛЕЙ НА ГИДРАВЛИЧЕСКОМ ПРЕССЕ

Одним из самых больших достижений в цинковой промышленности явилась замена ручного способа изготовления реторт гидравлическим прессом.

На гидравлическом прессе, который дал возможность подвергать ретортную массу давлению в 150 атмосфер и выше, реторты стали изготовляться значительно быстрее и экономнее, из исключительно плотной массы, непроницаемой для паров цинка и без прогиба выдерживающей действие высоких температур.

В настоящее время реторты изготовляются на прессах. Исклучение составляют силезские муфеля большой высоты, которые делаются вручную.

Формовка их на прессах не дала, вследствие специальной их формы, достаточно удовлетворительных результатов.

Гидравлический пресс, применяемый повсюду на цинковых заводах, был сконструирован Дорром. Сыном этого изобретателя, Дорр-Делятром, был внесен ряд конструктивных изменений. Ниже дано описание последней модификации пресса.

До изготовления реторт масса должна быть спрессована в виде плотных цилиндров, весом на 25% выше веса фабрикуемой реторты. Получаемый цилиндр, почти не содержащий пузырьков воздуха, носит название балло. Таким образом изготовление реторт состоит из двух операций:

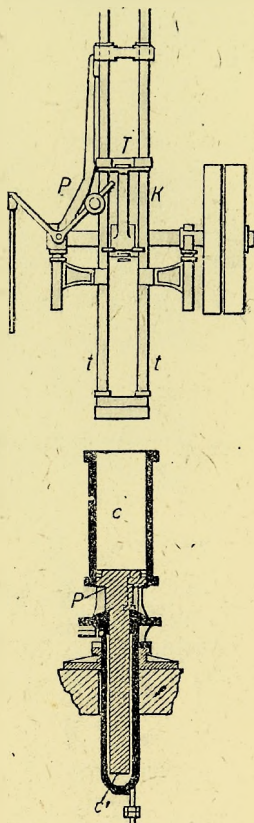
1. Приготовление балло.
2. Выдавливание реторты из балло.

Приготовление балло. На многих заводах балло изготовляются с помощью ударного пресса.

Пресс-балло (фиг. 42) состоит из чугунного цилиндра *c*, низ которого закрыт поршнем *P*, на который действует гидравлический напор в цилиндре *c'*. Внутри цилиндра *c* входит чугунный диск, прикрепленный к двум вертикальным стяжкам *t, t*. Диск при подъеме увлекает перекладину, связанную с двумя вертикальными стяжками. Бег диска составляет 0,40 м. Аппарат делает 70 ударов в минуту.

До начала изготовления балло поршень *P* доводится до дна цилиндра *c*. В последний забрасывают несколько кусков глины и начинают трамбование, постепенно добавляя куски массы, пока не получится количество, необходимое для изготовления балло. С помощью рычага *p* останавливают трамбовку в верхнем ее положении и пускают в ход гидравлический пресс. Поршень *P* поднимается в цилиндре *c*, выталкивая балло, которое падает на жолоб и относится к ретортному прессу. Вся операция длится несколько минут.

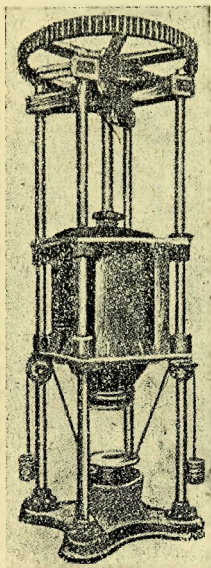
Недостаток описанного пресса-балло — периодичность работы и неудов-



Фиг. 42.



летворительное сбивание кусков массы, образующих балло. Чтобы устранить эти недостатки, в настоящее время применяют аппарат непрерывного действия, в котором винтовые лопасти выжимают глину через мундштук в виде компактного и непрерывного цилиндрического вала, от которого отрезаются соответствующие куски для изготовления реторт.

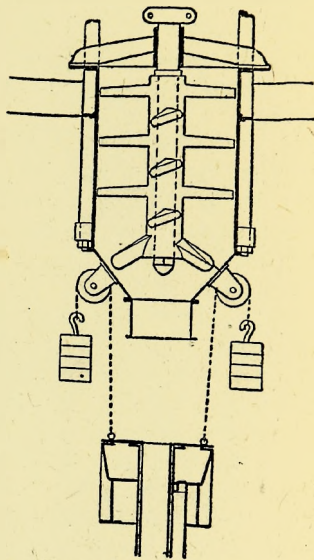


Фиг. 43.

Фиг. 43 и 44 представляют наружный вид и вертикальный разрез этого аппарата, построенного бельгийской фирмой Тири.

Как видно из рисунка, работа производится непрерывно. Вращением винтовых лопастей масса проталкивается через мундштук. Получается непрерывный, плотный и однородного состава цилиндрический вал, с наружного конца которого срезаются балло для реторт.

Отрезанное балло принимается на подвижную платформу, которая без толчков относит его от пресса. Балло снимается, и платформа сама снова



Фиг. 44.

поднимается до соприкосновения с нижней частью выдавливаемого вала.

Матрицы, определяющие диаметр балло, делаются съемными.

Машина легко доступна со всех сторон. Управление механизмом производится сверху. Аппарат приводится в движение от мотора или от трансмиссии.

#### ИЗГОТОВЛЕНИЕ РЕТОРТ ИЗ БАЛЛО НА ПРЕССЕ ДОРР-ДЕЛЯТРА.

Пресс Дорр-Делятра приведен на фиг. 45—49. Фиг. 45—47 представляют вертикальные разрезы, показывающие положение прессующих поршней при трех основных фазах работы.

На фиг. 48 дан вертикальный разрез, сделанный в направлении, перпендикулярном фиг. 45.

Фиг. 49 — горизонтальный разрез по  $AB$  (фиг. 48).

Пресс состоит из неподвижной матрицы  $f$  и цилиндра  $T$ , который может передвигаться в вертикальном направлении, поддерживаемый поршнями  $XX$  гидравлических цилиндров  $Y$ .  $P$  — центральный прессующий цилиндр. Он соединен с гидравлическими поршнями  $pp'$  и может перемещаться внутри кольцевого поршня  $A$ , жестко соединенного с гидравлическим поршнем  $p$  пресса  $P'$ .

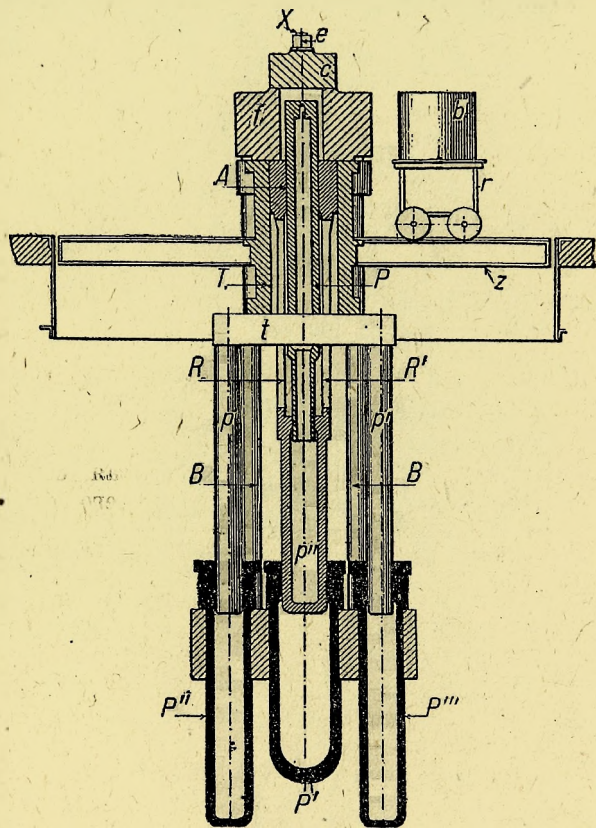
Горизонтальный разрез центрального поршня  $P$  представляет снаружи внутреннюю форму фабрикуемой реторты. Внутренняя поверхность коль-

цевого поршня  $A$  соответствует наружной форме поршня  $P'$ ; снаружи он имеет внутреннее сечение цилиндра  $T$ .  $R$  и  $R'$  — продольные стойки, приделанные к кольцевому поршню  $A$  и передающие движение поперечине  $t$ . Шайба  $f$  закрывается сверху крышкой, прикрепленной к колонкам  $XX'$  (фиг. 47), связанным с шайбой  $f$ .

Гайки  $e, e'$  закрепляют крышку  $c$ . Колонны  $B$  соединяют шайбу с тремя гидравлическими прессами  $P''$  и  $P'$  и  $P'''$ .

К цилиндру  $T$  прикреплена платформа  $Z$ , которая перемещается вместе с ним. На платформу ставится тележка, несущая балло  $b$ .

Вода для прессов 1)  $P''$ ,  $P'''$ , 2)  $P'$  и 3)  $yy$  подается из отдельных резервуаров. Эти группы прессов действуют независимо друг от друга. Когда поршни  $XX$  подняты (фиг. 45 — 48), платформа находится на уровне площадки, по которой подводится каретка  $r$ , несущая балло  $b$  (фиг. 45). Опустив поршни  $XX$ , можно ввести балло  $b$  простым скольжением между цилиндром  $T$  и шайбой  $f$  (фиг. 46). Верхняя часть поршней  $A$  и  $P$  находится тогда на одном уровне. Следующий маневр состоит в поднятии цилиндра  $T$  с платформой  $Z$  с помощью поршней  $XX$ , пустив воду в пресса  $yy$ .



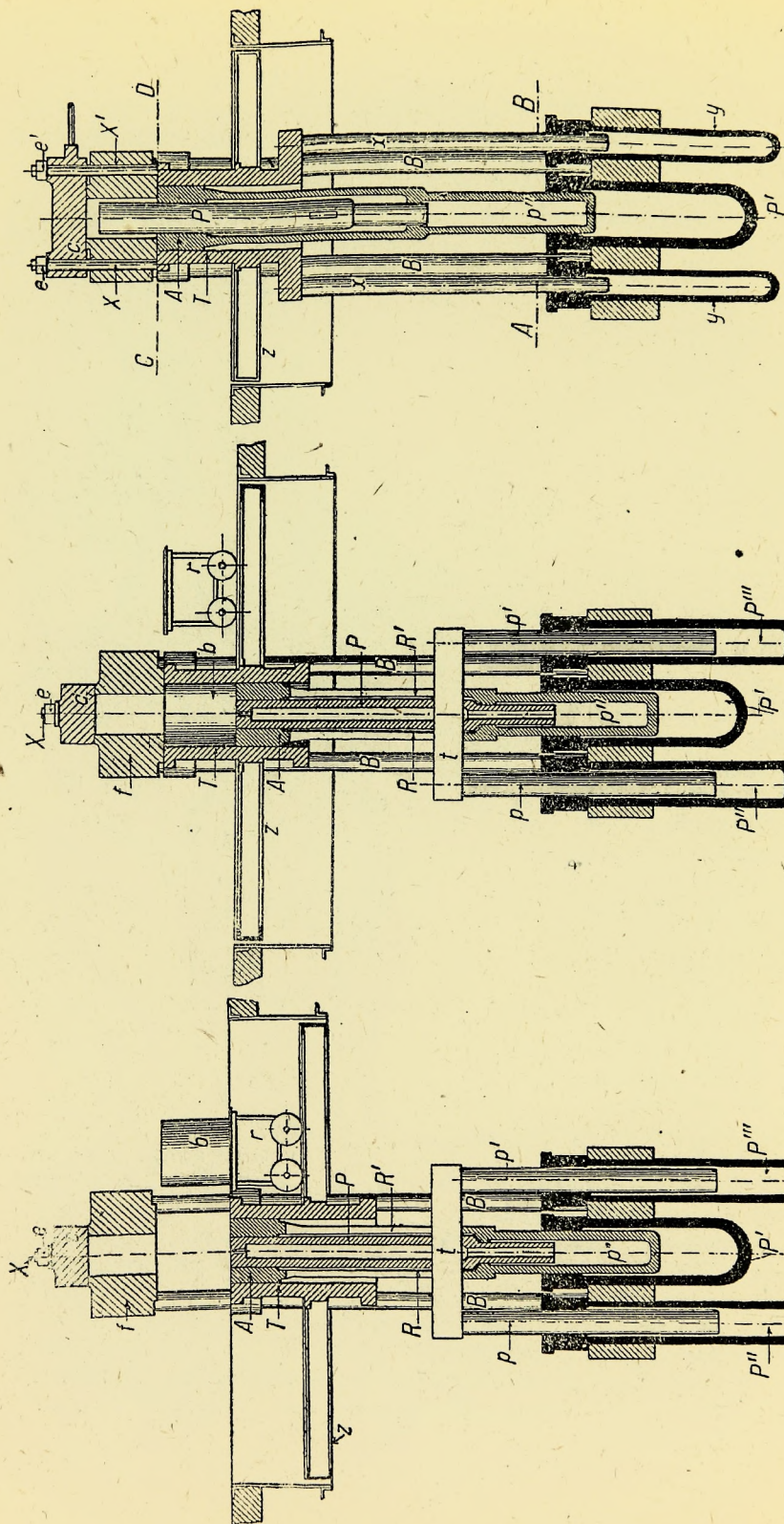
Фиг. 46.

Затем производят давление под поршень  $P'$  так, что посредством траверсы  $t$  поршни прессов  $A$  и  $P$  одновременно поднимаются, проталкивая балло  $b$  в шайбу  $f$ , при открытой крышке  $c$ .

При этой операции балло, опираясь полностью на нижнюю поверхность, срезается в верхней своей части. Крышку  $c$  закрывают и закрепляют гайками  $e, e'$ .

Производят гидравлический напор в пресс  $P'$ , затем в пресса  $P''$  и  $P'''$ , которые заставляют поршень  $P$  проникнуть в балло  $b$ . В это же самое время кольцевой поршень  $A$  отходит обратно, так же как гидравлический поршень  $p'$  пресса  $P'$ , вода из которого стекает в аккумулятор, с которым пресс свя-





Фиг. 48.

Фиг. 47.

Фиг. 46.

зан и который поддерживает под поршнем  $p''$  постоянное максимальное контр-давление. Спускание кольцевого поршня  $A$  продолжается до тех пор, пока траверса  $t$  не доходит до низа цилиндра  $T$ .

В этот момент дно реторты выжато между поршнем  $P$  и крышкой  $c$ . Крышку открывают и, поддерживая поршень  $P$  в его верхнем положении, поднимают кольцевой поршень  $A$ , протягивая таким образом массу между шайбой и поршнем  $P$ .

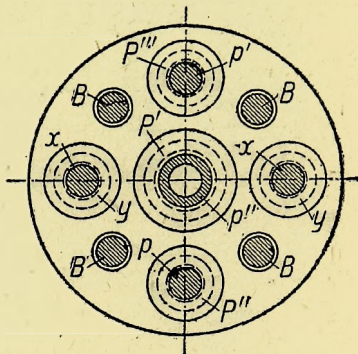
По мере того как реторта выступает из прессы, через специальный клапан под дно реторты пускается струя воздуха.

Дно выжимаемой реторты вставляется в коробку, прикрепленную к подвижному вертикальному блоку.

Когда реторта достигает определенной высоты, прекращают давление, срезают реторту металлической проволокой, ставят против нее деревянный жолоб, кладут жолоб вместе с ретортой на тележку, на которой отвозят реторту в сушило.

Описанный пресс изготовляет более 20 реторт в час.

По сообщению The Mineral Industry, некоторые американские заводы применяют в настоящее время гидравлический пресс Симондса (Simonds), имеющий только один поршень, в котором реторта прессуется вокруг неподвижного сердечника.



Фиг. 49.

### СУШКА РЕТОРТ

На многих заводах сушка реторт производится в больших камерах, в которых реторты, в количестве 1000 штук и больше, ставятся на донья, на определенном расстоянии друг от друга. Сушила могут обогреваться радиаторами из ребристых труб, расположенными внизу у продольных стен.

Выделяющаяся влага удаляется через отверстия, сделанные в потолках камер.

Система обогрева такова, что позволяет поднимать постепенно температуру до  $50^\circ$ . Реторты около двух месяцев подвергаются действию температуры от  $15$  до  $25^\circ$ . Затем она поднимается постепенно до  $40^\circ$ . В конце сушки реторты в течение нескольких дней могут выдерживаться при температуре в  $50^\circ$ .

Вся сушка длится около 3 месяцев. На некоторых заводах реторты при сушке проходят через три камеры. Первая, слабо обогреваемая, находится на одном уровне с мастерской. Две других, в которых температура постепенно поднимается, находятся двумя этажами ниже. Обогрев производится с помощью теплого воздуха, получаемого в нижней части установки.

За последнее время способ сушки реторт, практикуемый еще повсюду, подвергся резкой критике. Как на недостатки указывалось на длительность сушки и на нерациональность самой системы. Нерэй (Nerai) высказал по этому поводу следующие соображения: сушка имеет целью удаление влаги, которая вводится в глину, чтобы сделать массу пластичной. Удаление



влаги необходимо, чтобы можно было обжечь реторты. Вода занимает определенный объем. Удаление ее вызывает уменьшение объема или усадку. Последняя должна происходить регулярно и достаточно медленно, чтобы реторта не деформировалась и не дала трещин. Когда усадка прекращается, удаление нескольких последних процентов воды можно безопасно произвести более быстрым темпом. При обыкновенных условиях сушка внутренней части реторт происходит в силу того, что воздух, насыщенный парами воды, легче, чем сухой воздух при той же температуре.

Ниже приведены несколько цифровых данных.

t°С	Вес м <sup>3</sup> сух. воздуха в кг	Вес м <sup>3</sup> насыщенного воздуха в кг	Плотность насыщенного воздуха	Содержание Н <sub>2</sub> О в насыщ. воздухе (г в лев. 1 на м <sup>3</sup> )
20° . . . . .	1,2049	1,1945	0,925	17,17
30° . . . . .	1,1650	1,1470	0,887	30,13
40° . . . . .	1,1279	1,0932	0,845	50,76
50° . . . . .	1,0929	1,0422	0,807	82,40

Сушка протекает следующим образом:

Воздух внутри реторты постепенно насыщается парами воды и делается легче ненасыщенного воздуха в камере. Он поднимается и замещается свежим воздухом. Таким образом происходит сушка. Чтобы ее ускорить, нужно подвести струю воздуха в нижнюю часть реторты специальным воздухопроводом.

По мнению автора, воздух, циркулирующий внутри и снаружи реторт, совершает определенный цикл. Вместо того чтобы циклу совершаться в одной камере, можно использовать для этой цели 4 или пять камер. Воздух, нагретый до 40°, проходит первую, почти сухую камеру, в которой реторты уже дали полную усадку. Он проходит последовательно через другие камеры, все менее и менее нагретые, до пятой камеры, где температура не превышает 20°. После этого воздух удаляется. Скорость потока и его температура регулируется таким образом, чтобы в единицу времени удалить определенное количество влаги.

Очевидно, что воздух, поступающий в последние камеры, уже достаточно влажен от прохождения по предыдущим камерам и таким образом производит сушку более медленно там, где она должна быть более осторожной.

Согласно автору, по этой системе можно сушку произвести в течение 12 дней.

Преимущество: значительное сокращение запаса готовых реторт и, следовательно, освобождение оборотного капитала.

Юредка, который также изучал этот вопрос, предложил расположить реторты на решетчатом полу сушильной камеры. Увлажненный воздух нагревается вентилятором на дно реторт через специальные рукава с отверстиями. Воздух затем поднимается вдоль внутренних стенок реторты, спускается вдоль наружных стенок и возвращается в вентилятор. По пути воздух про-

ходит по паровым трубам, где он подогревается до требуемой температуры. Температура воздуха постепенно поднимается, чтобы поднять точку насыщения и иметь возможность абсорбировать всю влагу реторт. Нерэй считает, что эта система, которая не предусматривает удаления насыщенного воздуха, требует большого объема камеры для каждой реторты. Кроме того, применение воздуха на границе насыщенности, в случае снижения температуры, может вызвать конденсацию паров воды на ретортах и на стенках камер.

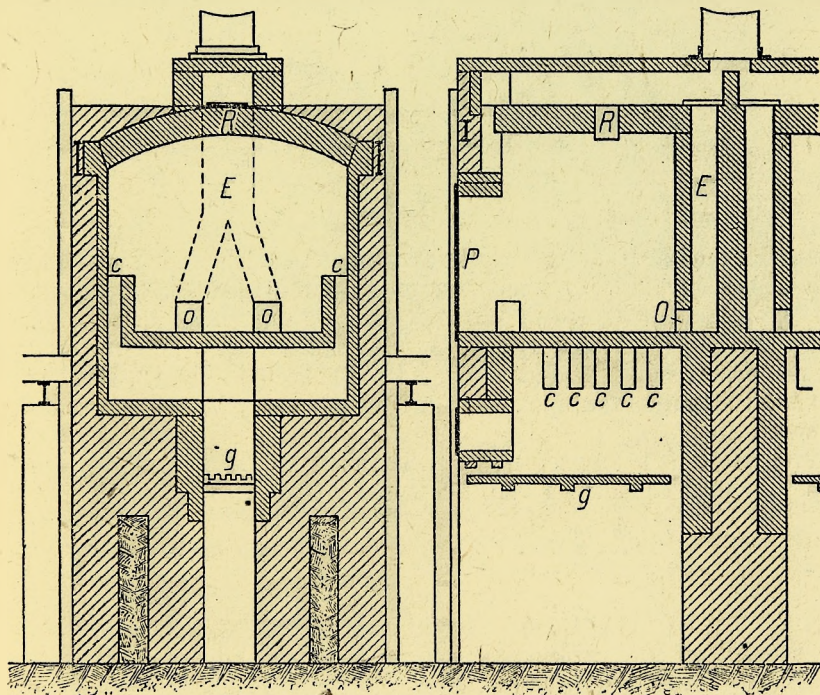
Часть насыщенного воздуха должна поэтому выводиться из процесса.

**Глазу р о в а н и е.** Чтобы сделать реторты газонепроницаемыми и уменьшить таким образом потери цинка, их покрывают с наружной стороны и иногда и с внутренней слоем легкоплавкой глазури, которая состоит из глины, стекла и соды.

### ОБЖИГ РЕТОРТ

Реторты после сушки до использования их в цинковой печи обжигаются при температуре красного каления.

Целью обжига является удаление из глины конституционной влаги, не вызывая расплавления ни одного из составных элементов массы реторты.



Фиг. 50

Фиг. 51.

Обжиг, который длится 20 часов, производится в специальных печах, в которых температура постепенно поднимается до 900 — 1000°.

Печи для обжига делаются, как правило, с обратным движением газов.

**Про. Цинк и кадмий.**

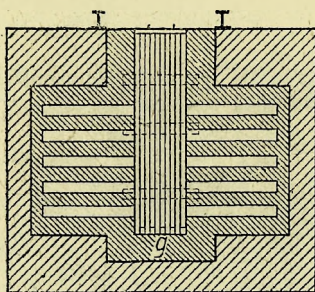


На фиг. 50 — 53 показана обжиговая печь, применяемая на бельгийских заводах. Печь имеет вид прямоугольной камеры со сводом. Под сводом расположена топка *G*. Топочные газы, пройдя по ряду каналов, поступают в печь через отверстия, расположенные у длинных сторон печи. Достигнув свода, газы растекаются по вертикально поставленным ретортам и через отверстия *O*, сделанные в нижней части задней стенки, и канал *E* уходят в трубу.

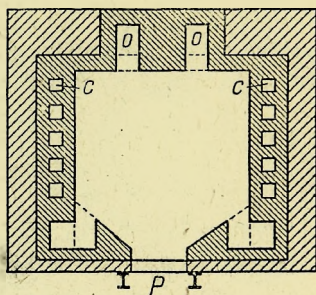
При остановке печи, для ускорения ее охлаждения, открывают дверцу и отверстие *R* в своде печи. При обжиге отверстие *R* закрывается.

В других печах пламя из топки поступает в рабочую камеру через отверстия в верхней части длинных сторон печи. Достигнув свода, газы опускаются вниз и удаляются через ряд отверстий, сделанных в поду печи. Фиг. 54 дает представление о такого рода печах.

Обжиг реторт, практикуемый в настоящее время, неоднократно подвергался разносторонней критике. Юречка считает, что реторты не должны



Фиг. 52.



Фиг. 53.

ставиться стоймя в печи, так как различные части реторт нагреваются при этом неравномерно. По мнению автора, реторты необходимо обжигать в том положении, в котором они помещаются в цинковую печь.

Мюльхойзер (Mühlhäuser) опубликовал наблюдения, которые он производил над обжиговой печью на заводе в Иллинойсе (С.А.С.Ш.). Печь с боковой топкой. Топочные газы проходили сверху вниз и удалялись через отверстия в поду.

Реторты были поставлены в вертикальном положении. Ниже приведены температурные замеры в разные моменты обжига..

Дно реторты,  
соприкасаю-  
щейся с подом

368°  
474°  
621°  
712°  
768°

Устье реторты

486°  
666°  
746°  
791°  
814°

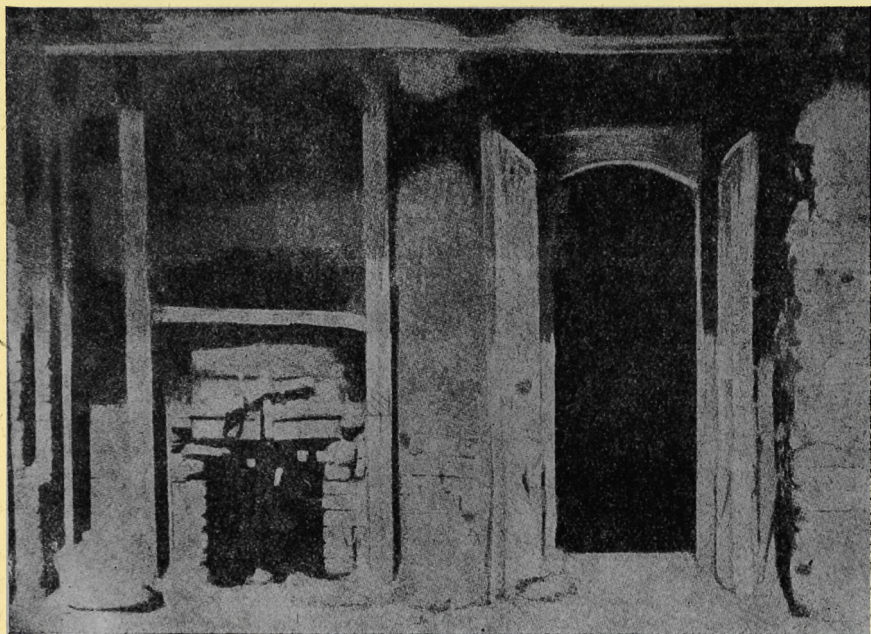
Как видно из таблицы, верх и низ реторт нагревается неодинаково, и было бы, действительно, более рационально располагать реторты в горизонтальном положении. Мюльхойзер указывает также на те изменения, которые претерпевает глина при обжиге. Он напоминает, что Меллор (W. Mellor) и Холд-

крофт (A. D. Holdcroft) нашли, что при температуре выше  $500^{\circ}$  глина диссоциирует на  $Al_2O_3$ ,  $SiO_2$  и  $H_2O$ , а при температуре выше  $800^{\circ}$  имеет место полимеризация свободного глинозема.

Эти явления были подтверждены Соколовым.

Необходимо отметить, что при  $570^{\circ}$  зерна кварца претерпевают аллотропическое изменение: они увеличиваются в объеме и растрескиваются.

Ретортная масса не состоит из чистой глины. Там могут находиться: пирит, сидерит, гипс, известняк, органические вещества и т. д. Изменения, которые претерпевают эти соединения при обжиге, могут явиться причиной



Фиг. 54.

образования пустот и небольших трещин, которые ослабляют механическое сопротивление реторт и облегчают разъедание их шлаками.

Очевидно, обжиг должен проводиться весьма тщательно, если хотят свести до минимума эффекты, которые могут получиться в структуре реторт.

Реторты из обжиговой печи поступают прямо в цинковую печь. Необходимо избежать сильного охлаждения реторт при этих манипуляциях. Если разница между температурой реторт и температурой в печи, куда они вставляются, значительна, быстрый нагрев реторт может послужить причиной образования трещин.

Из всего предыдущего видно, что изготовление, сушка и обжиг реторт должны выполняться крайне тщательно. Как бы высоки ни были качества исходных материалов и работы по их изготовлению, реторты в начале своей службы всегда впитывают в себя некоторое количество цинка. Если эта нормальная пористость увеличивается в результате плохой фабрикации пустотами и трещинами, потери цинка могут значительно возрасти.



Пористость уменьшается по мере того как трещины заливаются образующимся в ретортах шлаком. Стекловидный налет, который образуется на наружной поверхности реторт от действия угольной пыли из топок, оказывает, с этой точки зрения, благоприятное действие. Всякое увеличение напряжения внутри реторт чувствительно увеличивает потери цинка из-за пористости стенок реторты.

Попытки заменить глину для изготовления реторт магнезитом или карборундом до настоящего времени успехом не увенчались. Кено (Quesneau) предложил покрывать внутреннюю поверхность реторт слоем из доломита или магнезита, толщиной в 1 см, в свою очередь защищенным тонким слоем огнеупорной массы обыкновенного состава.

Стенки реторты тогда составляются как бы из трех слоев, причем средний слой, ультра-огнеупорный, по выражению автора, должен быть защищен тонким слоем внутри реторты. Такие сложные реторты могут изготавливаться на прессе.

Эти реторты, испробованные в Америке на заводе New Jersey Zinc Co, дали удовлетворительные результаты. Однако широкого применения они не нашли.

В 1917 году Общество свинцового и цинкового производства (Aktien Gesellschaft fur Bergbau Blei und Zinkfabrication) в Штольберге (Stolberg) взяло патент (DP 298684, 23, 6, 1917) на специальную огнеупорную массу для пропитки стенок реторт. Масса для пропитки состоит из кокса, графита, магнезита, боксита и карборунда. Она вводится в балло, в котором оставляется для этой цели суживающаяся книзу полость.

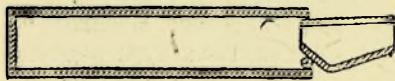
В 1915 г. Коллудинговая компания (Colludin Co), Берлин, предложила удлинить продолжительность службы реторт, примешивая к глине несколько процентов окиси циркония. Однако а priori можно сказать, что это будет неэкономично.

Результаты применения реторт, изготовленных по последнему способу, не опубликованы.

#### ИЗГОТОВЛЕНИЕ КОНДЕНСАТОРОВ

Трубы, в которых конденсируются пары цинка, имеют коническую форму. Они снабжаются выпуклостью (фиг. 55), в которой собирается жидкий цинк. Длина конденсатора колеблется от 0,5 до 0,6 м.

На заводах, где цинк выгребается лишь один раз, длина конденсатора достигает 0,90 м. и больше. Диаметр малого отверстия равен приблизительно 0,08 м. Отверстие должно быть достаточным, чтобы мог пройти скребок, с помощью которого выгребается цинк. Конденсатор прикрепляется к реторте широким отверстием с помощью кусков кирпича и глины — замазки.



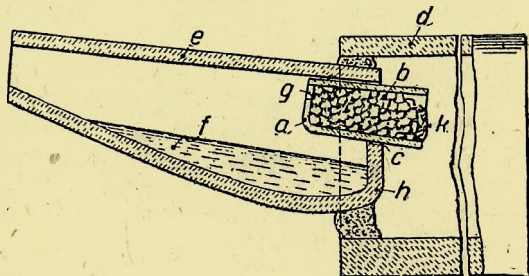
Фиг. 55.

Конденсаторы, находясь вне печи, не должны обладать теми же огнеупорными свойствами, что и реторты. Их можно изготовлять из равных частей сырой глины и шамота. В состав массы можно примешивать черепки реторт. Этими черепками можно даже заменить полностью шамот.

Конденсаторы изготовляют на многих заводах вручную, оборачивая

вокруг деревянной формы пластину из глины. Края пластины сцепляются. Через 24 часа, когда масса делается достаточно плотной, форма удаляется. На некоторых заводах формуют из глиняной болванки полный конус требуемой толщины, который оставляют сушиться, пока он не приобретет достаточную плотность. В момент, когда конус еще не потерял своей пластичности, рабочий приделывает выпуклость, в которой должен собираться цинк. Конус можно изготовлять с помощью пробойника, приводимого в движение от руки или мотором.

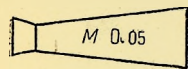
На некоторых заводах конденсаторы изготовляются на специальных машинах. Балло, получаемое из глиномялки с соответствующим мундштуком, помещается в специальный приемник и через него пропускают пробойник. Лишняя масса, которая при этом вы-



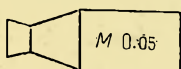
Фиг. 56.

ступает, автоматически удаляется. Пробойник затем поднимается, и готовый конденсатор вынимается из формы.

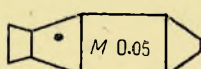
Перед употреблением конденсаторы высушиваются и затем обжигаются. Hopkins fumelles Zinc process Co взяла патент на приспособление, состоящее в том, что в конце конденсатора прикреплялась трубка, наполненная кусками кокса и снабженная отверстиями, через которые окись углерода, выделяющаяся при процессе восстановления, проходит в кольцеобразное пространство между трубкой и нижней стенкой конденсатора. Таким образом



Фиг. 57.



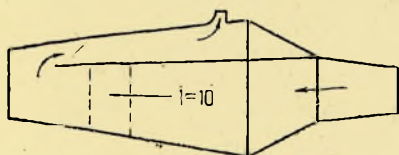
Фиг. 58.



Фиг. 59.

создается нечто в роде барьера, задерживающего проникновение наружного воздуха, чем избегается окисление цинка.

Чтобы отделить свинец, который дистиллирует вместе с цинком, Делявилль Спелтер компания (The new Delaville Spelter Cy Ltd) и Шортман (E. H.



Фиг. 60.

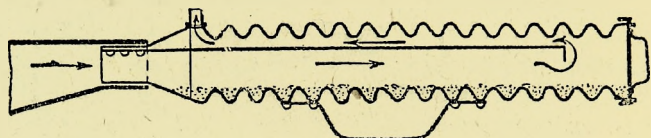
Shortman) изобрели аппарат, представленный на фиг. 56. Как видно из рисунка, приемник *a*, вставленный на место соединения реторты *d* с конденсатором *e*, открыт с передней стороны *g*. Сзади он закрыт глиняной пробкой, снабженной отверстиями для прохождения паров цинка. Приемник заполняется антрацитом — *b*. Свинец задерживается в приемнике, цинк, который конденсируется в *f*, не содержит почти свинца.

А л л о н ж и. Под этим названием понимаются приемники из жести, конической или цилиндро-конической формы, часто открытые с 2 сторон, длина которых колеблется от 0,60 м до 1 м и более (фиг. 57 — 60).

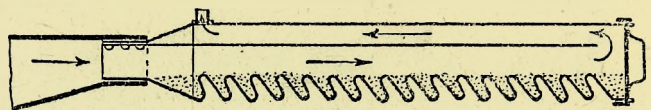


Аллонжи, которые надеваются на конденсаторы, служат для улавливания цинка, который конденсируется в виде пуссьера в первые периоды дестилляции. Формы и размеры аллонж варьируют на разных заводах. Каждый завод вырабатывает свой образец аллонжи. Чтобы обеспечить возможно более полную конденсацию цинка, внутри аллонжи приделывается перегородка, имеющая целью увеличить путь прохождения газов (фиг. 60).

На фиг. 61 — 62 показаны аллонжи, перегороденные по длине, и стенки которых образуют один или два ряда складок, в которых собирается цинковая



Фиг. 61.



Фиг. 62.

пуссьера. Быстро охлаждаясь, пуссьера предохраняется от окисления. Аллонжа закрывается крышкой на свободном конце.

На вставном листе I представлен проект установки для изготовления реторт на цинковом заводе Тири.

## ЦИНКО-ДЕСТИЛЛЯЦИОННЫЕ ПЕЧИ

В принципе, цинковые печи относятся к шахтным пламенным печам. В шахте расположено в несколько рядов большое количество реторт, опирающихся лишь своими концами, чтобы по возможности больше омываться газами.

Для облегчения выгрузки раймовки ретортам придается небольшой уклон сзади наперед.

В зависимости от размеров, реторты вмещают от 25 до 40 — 42 кг руды. Так как число реторт в печи бывает различным, загрузка руды на одну печь колеблется от 2 000 до 10 000 кг.

Число рядов реторт варьирует между 3 и 5 (иногда 6). Каждый ряд содержит 10 — 40 реторт.

Печи бывают простые или двоянные. В первом случае печь состоит лишь из одной шахты, во втором случае они состоят из двух шахт, разделенных средней стеной. В последней имеются сквозные отверстия для циркуляции газов из одной шахты в другую.

Длина шахты печи с прямой топкой определяется размерами колосниковой решетки, которую кочегар должен обслуживать во всех ее точках.

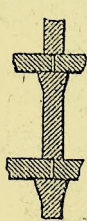
Ширина печи ограничена возможностью загрузки реторт вручную на предельную глубину. Кроме того, она зависит от длины реторт, которые опираются в шахте лишь своими концами. Если реторты сделать чересчур длинными, они могут дать прогиб.

Высота шахты должна быть такой, чтобы при любой системе обогрева все части печи подвергались бы действию т-ры, обеспечивающей полную возгонку цинка.

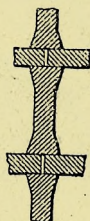
Необходимо заметить, что работа у печи значительно легче, если она не очень высока. До настоящего времени загрузка и выгрузка реторт и выгреб цинка из конденсаторов производится вручную. Рабочие, выполняющие эти операции, находятся в значительно лучших условиях, если они могут обслуживать верхние ряды реторт, стоя на полу рабочей площадки и не прибегая к недостаточно устойчивым громоздким платформам.

Старые силезские печи, применяемые еще на многих заводах Верхней Силезии, составляют исключение из приведенных общих правил. Муфеля специальной формы и большой емкости ставятся в них в один ряд. Вследствие их большого веса, они опираются по всей длине. Каждый муфель вмещает около 60 кг руды.

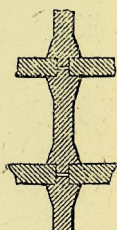
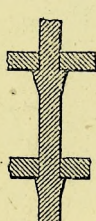
**Ф а с а д п е ч и.** Фасад печи составляется из горизонтальных плит, на которые ставятся на определенном расстоянии друг от друга вертикальные плиты, или стойки. Таким образом



Фиг. 63.



Фиг. 64.



Фиг. 65.

фасад печи как бы состоит из ряда маленьких ниш. В каждой нише лежит передний конец одной или 2 реторт. Передняя часть фасада печи делается из чугунных балок и плит. Задняя часть фасада, подвергаемая действию высоких температур, делается из огнеупорного материала. На эту огнеупорную часть фасада опирается на расстоянии нескольких сантиметров передний конец реторты.

Через одну или 2 реторты ставятся чугунные балки или стойки, на которые опираются чугунные полки в соответствии с находящимися позади них плитами и стойками из огнеупорных материалов.

Способ соединения огнеупорных плит и стоек между собой бывает различным. У одних печей плиты кладутся в притык на стойку, имеющий в толщину 6—7 см. С одного или с обоих концов стойка расширяется до 10 см (фиг. 63).

В других печах плиты опираются на выступы в стойках, также расширяющихся кверху. В свободный промежуток между двумя плитами укрепляется нижняя часть верхнего стойка (фиг. 64).

Крепление плит к стойку по этой схеме довольно слабое.

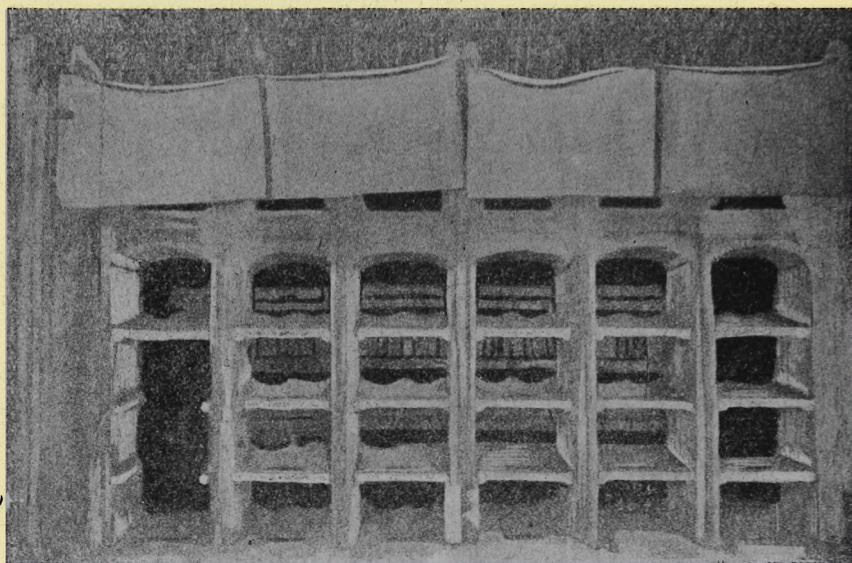
Чтобы увеличить жесткость фасада, лучше защемлять стойки между двумя плитами (фиг. 65).

В чугунных полках, устанавливаемых впереди шамотных плит, имеются отверстия для проваливания вниз раймовки, выгребаемой из реторт.

Шахта печи укрепляется соответствующей арматурой.



Фиг. 66 — 70 дают представление о способе соединения стоек и плит, образующих фасад печи. На фиг. 66 — 68 видны карнизы внутренней стены, на которые опираются задние концы реторт. То же самое видно на фиг. 70, на которой показан внутренний вид шахты газовой печи на 240 реторт.

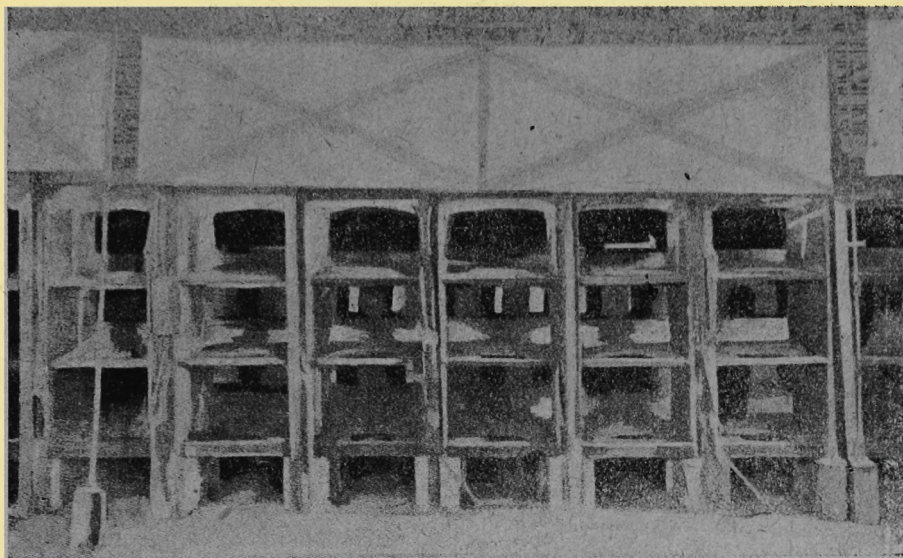


Фиг. 66.



Фиг. 67.

В каждой нише помещаются передние концы двух реторт. Рычаги, которые видны на фиг. 68, предназначены для поддержания железных аллонж, в которых оседает цинковая пуссьера.

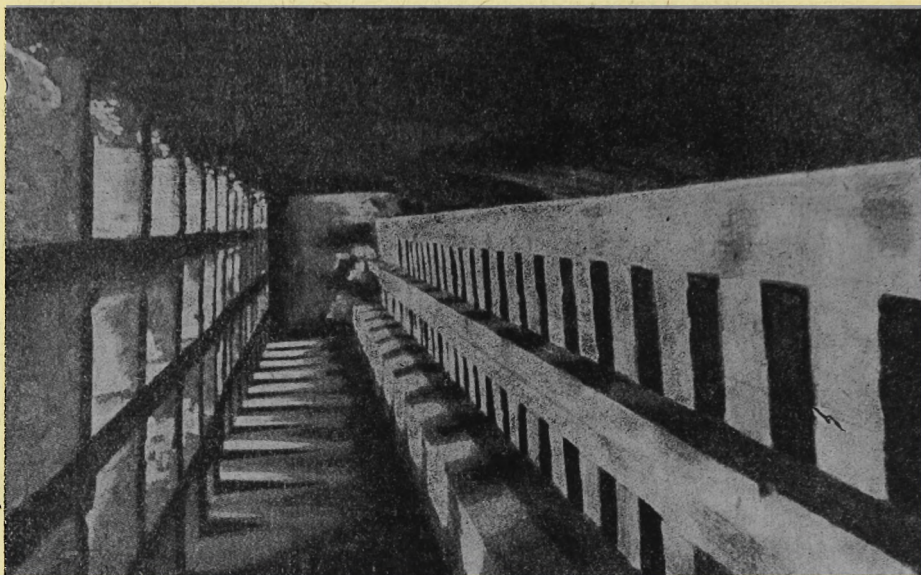


Фиг. 68.



Фиг. 69

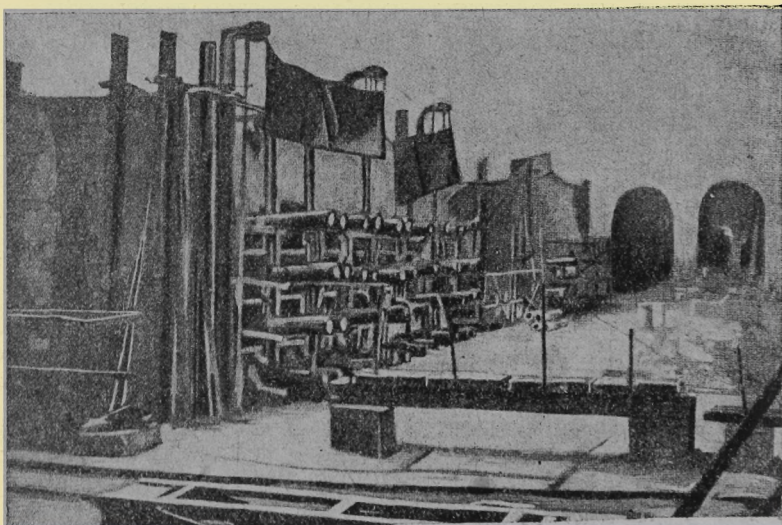




Фиг. 70.

На фиг. 71 и 72 показан наружный вид работающей четырехрядной печи. На фиг. 71 видны аллонжи, надетые на конденсаторы. Спереди видны изложницы, в которые разливается сырой цинк.

На фиг. 72, на которой показана трехрядная печь (завод Vado, Италия), видны конденсаторы, в которых собирается жидкий цинк.



Фиг. 71.



Фиг. 72.

## ОСНОВНЫЕ ТИПЫ ПЕЧЕЙ

На европейских заводах встречаются печи следующих систем:

1) Печь с прямой топкой. Эти печи, все реже применяемые, отапливаются полужирным углем. Количество топлива, которое расходуется на них на единицу руды, — велико.

2) Газогенераторные регенеративные печи, питаемые более жирным углем, чем печи 1. Печи этой системы работают на многих заводах. Количество топлива, расходуемое на этих печах, сравнительно невелико. При благоприятных условиях расход топлива составляет 1000 — 1100 кг на тонну руды.

3) Газогенераторные регенеративные печи, питаемые тощим каменным углем. Расход топлива на этих печах можно довести до 1000 кг на тонну руды.

В Силезии, где помимо богатых руд, перерабатывают каламин с небольшим содержанием цинка, применяют газовые печи специальной конструкции без рекуператоров. Способ обогрева печей генераторным газом без регенерации тепла довольно широко распространен в С.Ш.

В Америке в нефтеносных районах Канзаса и Оклахомы имеются печи, отапливаемые естественным газом.

За последние годы американцы проделали ряд опытов с применением жидкого топлива для обогрева цинковых печей; опыты делались с мазутом и смесью мазута с естественным газом.

На заводах Канзаса были сделаны попытки использовать для обогрева печей пылевидное топливо.

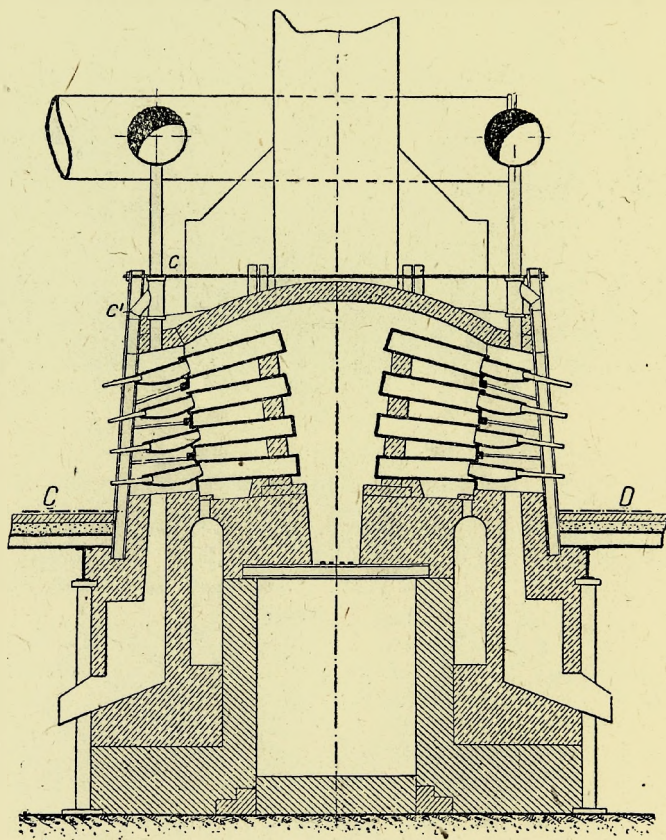
Ниже приведены типы печей указанных выше систем.



## ПЕЧИ С КОЛОСНИКОВОЙ ТОПКОЙ

Как пример печи с колосниковой топкой служит печь Валентэн-Кока (Valentin-Cocq), применяемая на бельгийском заводе этого же названия. Завод принадлежит обществу Вьей-Монтань (Vielle-Montagne). На фиг. 73 и 74 показаны поперечный разрез и план печи.

Печь sdвоенная, четырехрядная, по 18 эллиптических реторт в ряду.



Фиг. 73.

Длина реторты 1,35 м, высота 0,30 м, ширина 0,17 м. Всего в печи в обоих шахтах 144 реторты. Каждая реторта снабжена конденсатором. Размеры колосниковой решетки: длина 3,10 м; ширина 0,60 м. Она помещается на 0,90 м ниже пола. Топка достаточно глубока, чтобы частично газифицировать полужирный каменный уголь, применяемый в качестве топлива.

В кладке вокруг топки заделаны каналы, в которых подогревается воздух, необходимый для сжигания газа. Воздух поступает в печь через отверстия, расположенные на уровне пода печи перпендикулярно движению газового

потока. Горячие газы поднимаются до свода, спускаются вниз и отводятся через отверстия у фасадной стены.

Фасадная стена разбита на 9 ниш. Каждая ниша вмещает 2 реторты по ширине и четыре в высоту. Плиты, на которых покоятся передние концы реторт, снабжены отверстиями для проваливания раймовки при выгрузке ее из реторт.

Высота печей от свода до рабочей площадки 3,10 м, ширина, включая ниши, — 5,75 м, длина 7 м. Общая высота от свода до уровня земли 7 м.

Каждая ниша с обеих сторон печи снабжена металлической трубой, которая соединена с общим каналом. Основание трубы раздвоено. Патрубок С снабжен клапаном, закрытым во все время процесса восстановления, чтобы не производить очень сильного засоса воздуха, который может охладить конденсаторы. Пары и газы засасываются через наклонный патрубок С. При выгрузке раймовки, когда конденсаторы снимаются, клапан открывается. Газы и пары могут тогда засасываться сразу через С и С<sup>1</sup>.

Кроме этих труб числом 9, с каждой стороны у торцов печи имеются каналы, соединенные с карманами, в которые проваливается раймовка при выгрузке.

Расход каменного угля составляет 1200 — 1300 кг на тонну руды.

#### РАБОТА У ЦИНКОВОЙ ПЕЧИ

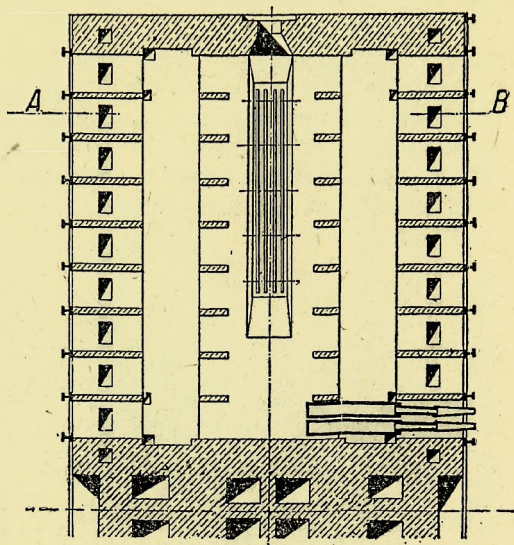
Хотя печи отличаются друг от друга некоторыми деталями, однако можно дать общий обзор операции при работе на цинковой печи.

Как правило, продолжительность переработки одной шихты с момента начала загрузки до конца восстановления и выгрузки раймовки составляет 24 часа.

На одних заводах цинк, который собирается в конденсаторах, выгребается один раз в конце операции, на других заводах его выгребают несколько раз. Применяя специальную терминологию, процесс производится в один или несколько выгребов. Здесь мы рассмотрим лишь последний случай.

Предположим, что вся шихта восстановилась и произведен последний выгреб цинка.

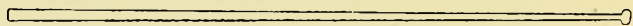
Работа на печи начинается всюду около пяти часов утра. Печевые снимают конденсаторы, выгружают раймовку и заменяют выпшедшие из строя реторты. Новые реторты из обжиговой печи подносятся на коромысле, которое



Фиг. 74.



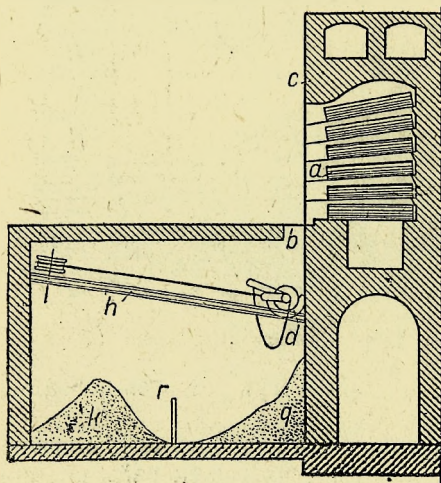
несут 2 рабочих. Реторта поддерживается в горизонтальном положении с помощью железного лома, за который держится третий рабочий. Реторты должны из обжиговой печи попасть прямо в цинковую печь. Если реторта



Фиг. 75.

остынет перед тем как попасть в печь, она может под действием жара рас- трескаться.

Выгрузка раймовки из реторт происходит с помощью железного круглого скребка. Для тугих шлаков применяется железный лом длиною в 2,5 м, с плоским наконечником (фиг. 75).



Фиг. 76.

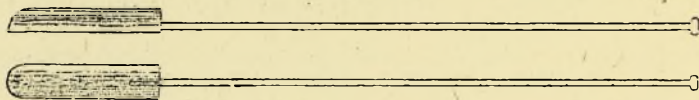
Выгружаемая раймовка падает в подвал через отверстия у основания печи. Так как в менее нагреваемой передней части реторт восстановление может быть не полным, раймовка из этой части реторт на некоторых заводах собирается отдельно. Если содержание цинка в ней достаточно, ее примеши- вают к новой шихте.

Дорр-Делятр запатентовал для этой цели следующее устройство (фиг. 76). Раймовка из передних частей реторт падает через щели *b*, устроенные по всей длине печи *C*, в корыто, установленное в под- вальном этаже. Когда корыто на- полнится, его отводят по рельсу *h* и опрокидывают над кучей *K*.

Остальная часть раймовки проваливается через те же отверстия в кучи *q*.

Когда реторты вычищены, их загружают заранее заготовленной смесью руды и восстановителя.

Загрузка производится с помощью длинных совков полуцилиндрической формы, сделанных из листового железа (фиг. 77).



Фиг. 77.

По окончании загрузки рабочие ставят на место конденсаторы, предвари- тельно прочистив их изнутри скребком. Для удобства очистки их ставят в вертикальном положении на специальные железные подставки. Вся работа заканчивается в течение утренней смены. Рабочие заготавливают затем смесь

руды и топлива для следующей загрузки и раскладывают ее у печи. Этим заканчивается их работа.

В это время рабочие подвального этажа нагружают и отвозят раймовку и золу, если печь обслуживается колосниковой топкой.

Когда печь загружена и шихта заготовлена для следующей операции, у печи остается лишь вахтовый рабочий, наблюдающий за горением в печи и за выгребом цинка. Последняя операция состоит в том, что жидкий цинк с помощью небольшого железного скребка выгребается из конденсаторов в железный ковш, емкостью около 20 кг (фиг. 78). При выгребе ковш опирается специальным выступом на чугунную полку, которая находится ниже конденсатора. Когда ковш наполнится цинком, рабочий очищает поверхность металла от шлака и разливает цинк в изложницы. Изложницы делаются прямоугольной формы следующих размеров: длина 40 — 50 см, ширина 20 см, высота 3 — 4 см.

На многих американских заводах цинк собирается в ковше емкостью около 125 кг цинка. Ковш подвешен на цепи и уравновешен контргрузом. Ковш может передвигаться вдоль печи. Когда ковш наполнится цинком, его отводят к ряду изложниц, куда цинк и разливается.



Фиг. 78.

Через несколько часов после загрузки у отверстий конденсаторов появляется пламя от горения окиси углерода, означающее начало восстановления и дестилляции. Надевают на конденсаторы аллонжи, в которых конденсируются первые порции дестилированного цинка в виде пуссыеры. Кадмий дестилирует почти полностью в первый период возгонки. Аллонжи через некоторое время снимаются и пуссыера, содержащая кадмий, собирается отдельно.

В 4 часа дня производится первый выгреб. Остальные выгреба производятся в 9 часов вечера и в час ночи. Перед выгрузкой раймовки происходит последний выгреб, который, кстати сказать, почти не дает жидкого цинка. На многих заводах выгреб цинка производится один раз в конце процесса дестилляции.

Обязанности вахтового рабочего заключаются в том, что он должен поддерживать такое горение в печи, чтобы дестилляция цинка протекала ни очень быстро, ни чересчур медленно. При медленном процессе дестилляции шихта может не успеть восстановиться полностью. Температура в печи постепенно поднимается с момента окончания загрузки до конца процесса дестилляции.

Как было уже выше сказано, в зависимости от степени восстановимости руды, конечная температура может быть выше или ниже 1400°.

Хотя, как правило, стремятся извлечь из руды максимальное количество цинка, тем не менее неоднократно поднимался вопрос, особенно при переработке трудно восстановимых руд, о том, не выгоднее ли оставлять в раймовке последние порции цинка. Необходимо принять во внимание, что полное из-



влечение цинка достигается часто лишь при очень высокой температуре. Раймовка получается при этом в тестообразном или полужидком состоянии. Жидкая раймовка разъедающе действует на стенки реторт. Повышение температуры к концу операции достигается сравнительно легко, так как при обогреве реторт горячими газами часть тепла не абсорбируется на восстановление окиси цинка.

Юреца предложил восстанавливать руду в больших муфелях до тех пор, пока цинк легко восстанавливается, и раймовка остается совершенно сухой и не спекшейся. Потом, когда восстановление делается более трудным, выгружать шихту, в которой остается около 8% цинка, в большие котлы и пропускать через нее воздух. Последний окисляет цинковые пары, получаемые при действии угля раймовки на соединения цинка. Окись цинка улавливается в мешечных фильтрах.

В Бартлесвилле (Bartlesville, Oklahoma, С. Ш.) были проделаны опыты с восстановлением руды при минимальном количестве восстановителя, до извлечения 60% цинка. Раймовка, богатая цинком и свинцом, перерабатывалась затем в печах Ветерилля (Wheterille). Цинк собирался в виде окиси.

Практические результаты этих опытов неизвестны.

#### РЕГЕНЕРАТИВНАЯ ПЕЧЬ, ОТАПЛИВАЕМАЯ ГЕНЕРАТОРНЫМ ГАЗОМ ИЗ ЖИРНЫХ УГЛЕЙ (СИСТЕМА СИМЕНСА)

Имеется много типов печей этой системы. На бельгийских заводах работают успешно большие печи на 240 реторт и небольшие печи на 120 реторт. В первых пламенные газы двигаются в шахте попеременно слева направо и справа налево, параллельно фасадным стенам. Во вторых — газы проходят попеременно одну шахту за другой.

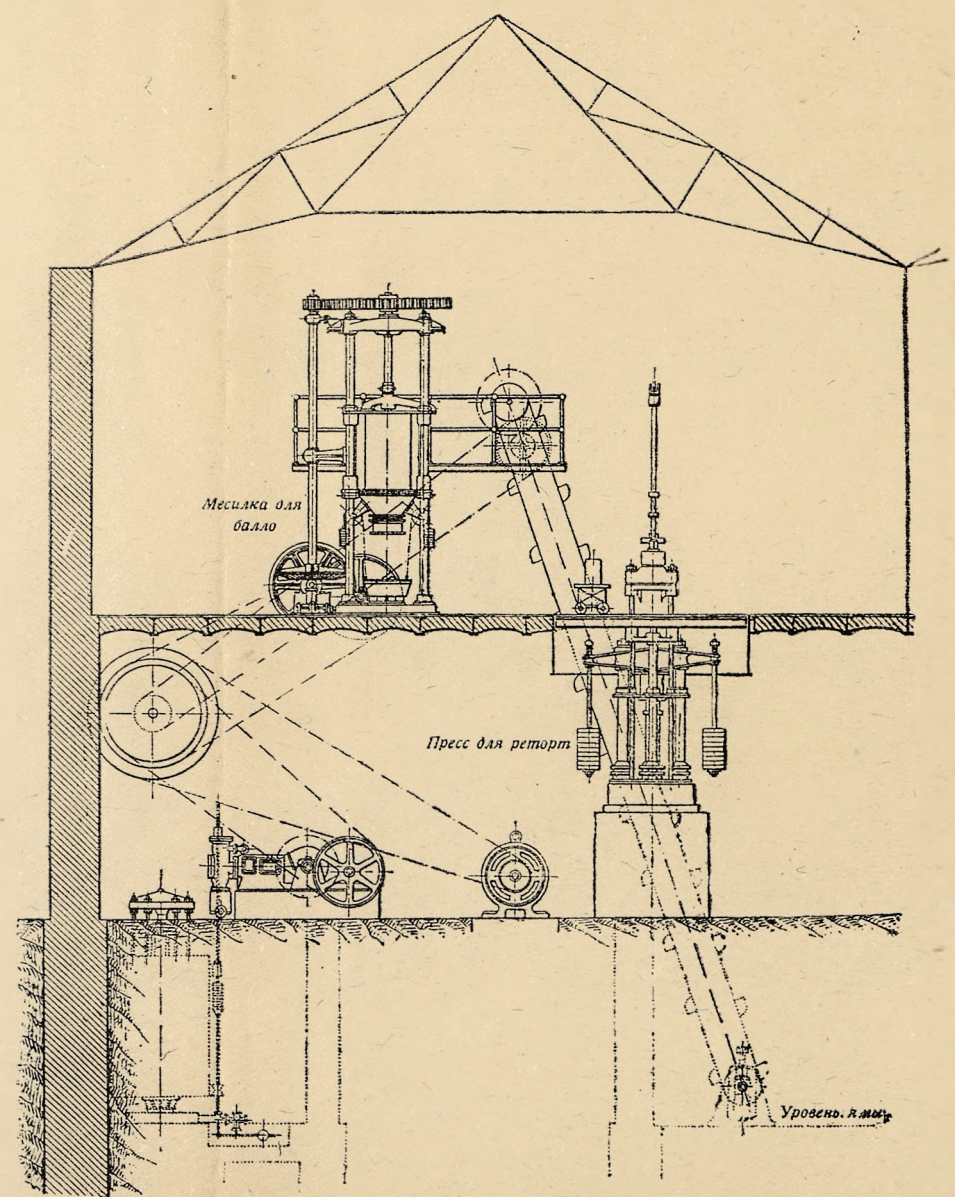
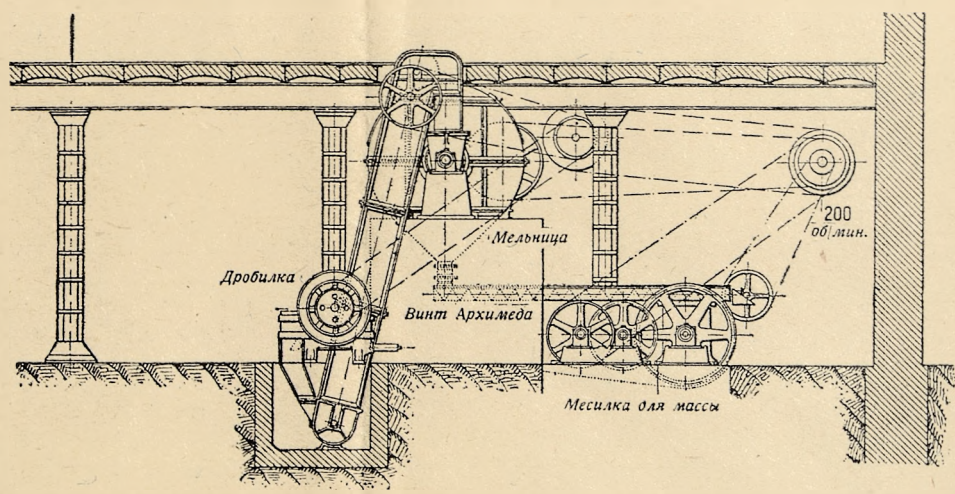
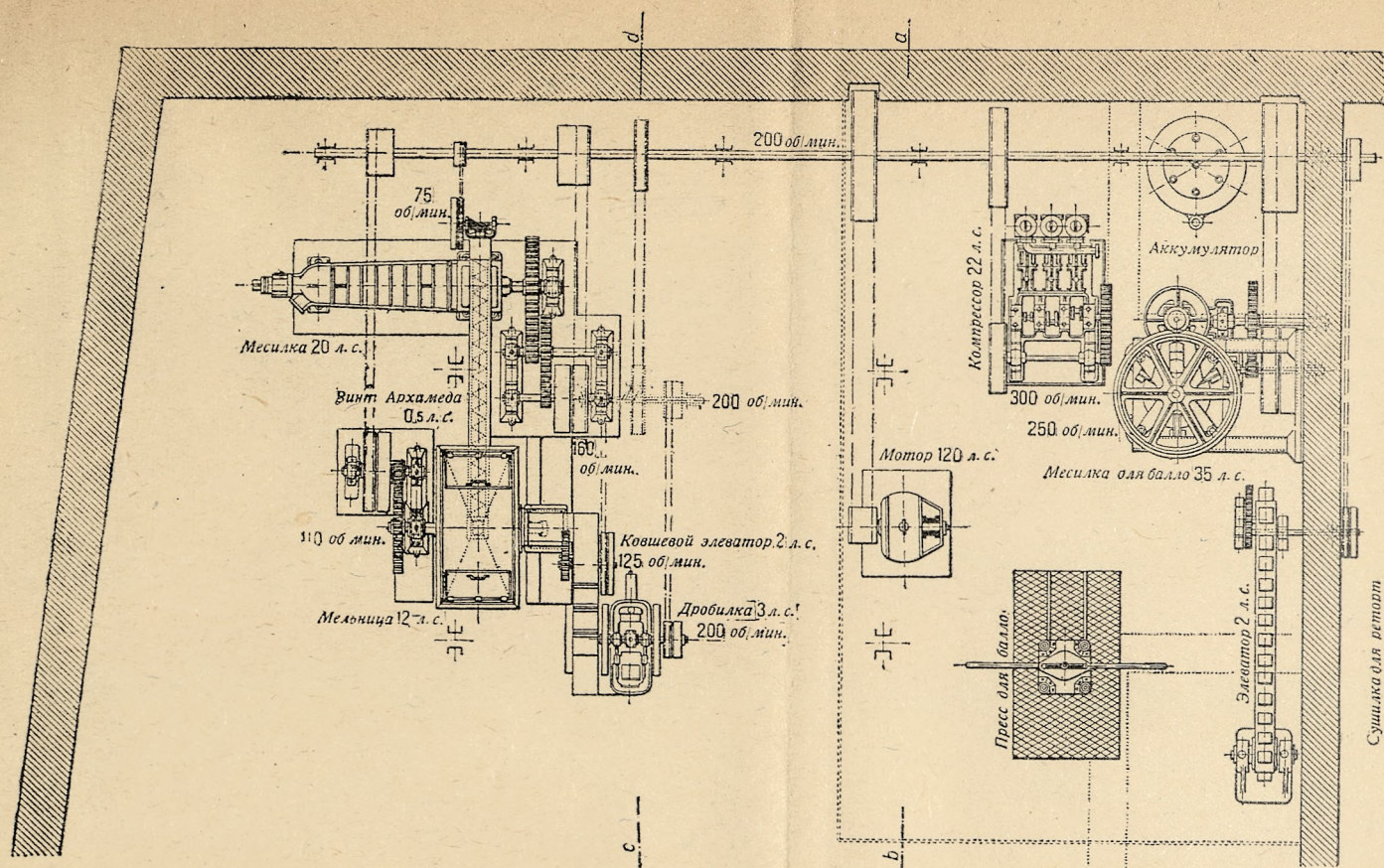
Большая печь на 240 реторт (фиг. 69, 71, 79 — 82).

Печь с двумя фасадами, по 120 реторт с каждой стороны. Реторты расположены в 3 ряда, по 40 реторт в ряд. В каждой нише помещаются 2 реторты.

Реторты нижнего ряда имеют 1,25 — 1,30 м в длину. Длина реторт верхнего ряда равна 1,60 м. Разница в длине объясняется устройством стены, поддерживающей задние концы реторт. Стена имеет ряд отверстий. Карниз, на который опирается верхний ряд реторт, имеет 0,24 м в ширину. Ширина среднего карниза — 0,34 м, нижнего — 0,50 м. Расстояние между двумя рядами реторт — 0,16 м. Реторты эллиптического сечения. Высота реторты 0,26 — 0,30 м, ширина — 0,18 м. Самые большие реторты вмещают 50 кг, самые маленькие — 30 кг руды.

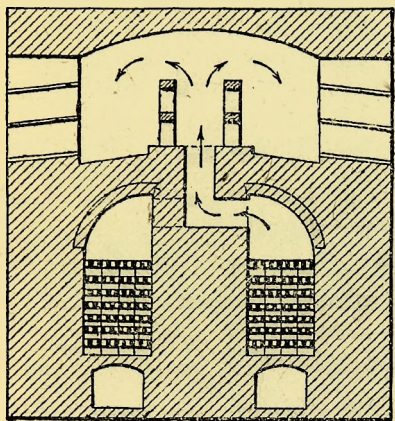
Под печи сделан с наклоном к фасадной стене. Шамотные плиты имеют 0,10 — 0,12 м в толщину и 0,24 м в ширину. Продолжением их спереди служат чугунные полки с отверстиями для проваливания раймовки. Раймовка по вертикальным каналам падает в карманы с выпускными отверстиями, устроенными в стенке массива. Отверстия закрываются листом железа. Через эти отверстия раймовка выгружается в вагонетки. Печь отопливается 4 газогенераторами Сименса, расположенными вне здания цинковых печей. Генераторы питаются жирным углем с 25 — 30% летучих веществ. Расход топлива не превышает одной тонны на тонну руды. Газ и воздух подводятся в печь через ряд отверстий в поду между двумя шахтами, параллельно фасадным стенам. В середине печи, по длине около 3 м, отверстий не имеется.



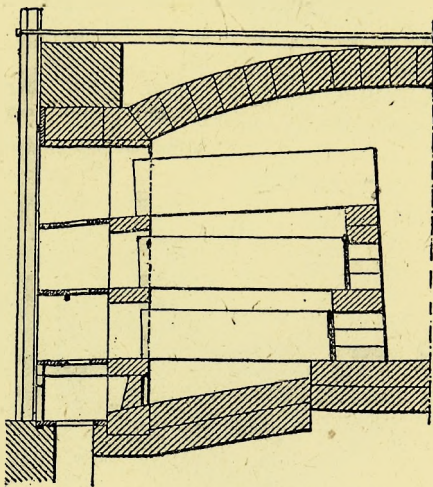




Это расстояние соответствует коридору, устроенному под подом печи, между двумя группами регенераторов. Регенераторы выложены кирпичами, положенными на ребро. Размеры регенератора: длина — 6 м, ширина — 1 м, высота — 2 м.

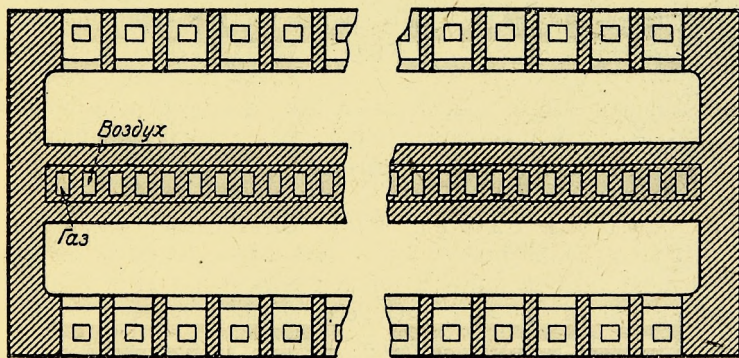


Фиг. 79а.



Фиг. 80.

Конденсаторы делаются длиною от 0,6 до 0,9 м. Сверху печь перекрыта сводом, который опирается на сводчатые амбразуры фасадных стен. Газ и воздух, пройдя регенераторы, поступают в печь через отверстие в одной из



Фиг. 81.

сторон печи. Горячие газы двигаются по шахтам, обогревая реторты, и выходят через отверстия в полу с другой стороны печи. Пройдя вторую группу регенераторов, отработанные газы поступают в трубу. Через каждые полчаса направление газов меняется с помощью клапана в виде цилиндрического колокола с гидравлическим затвором. Клапан расположен у устья

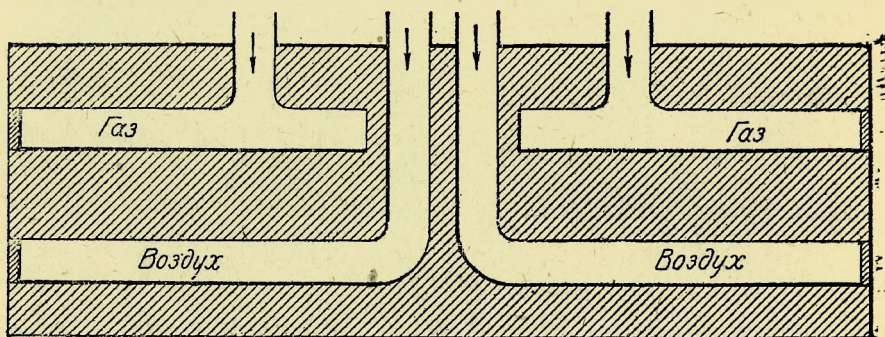
вертикального канала с 4 отделениями. Подача воздуха регулируется клапаном Сименса.

Загрузка печи в 240 реторт составляет 10 т руды с 45 — 50% цинка. Кроме того, в печь загружается несколько сот кг цинковистых шлаков, куски глины — замазки и т. п. Обратные продукты загружаются в нижний ряд печи.

Горючее-восстановитель прибавляется в количестве 45% от веса руды.

Продолжительность одной операции — 24 часа. Печь обслуживается 12 рабочими, на обязанности которых лежит выгрузка раймовки, смена реторт и загрузка печи.

На некоторых заводах конденсаторы при разгрузке и выгрузке не удаляются. Загрузка проводится через конденсаторы, а разгрузка через отвер-



Фиг. 82.

стие в нижней половине реторты под конденсатором. Когда вся эта работа выполнена и шихта для следующей операции заготовлена, рабочие уходят. Остаются лишь одни дежурные, которые контролируют и регулируют ход печи.

На одних заводах выгреб цинка производится в несколько приемов. На других — выгреб цинка производится один раз в конце дистилляции.

На фиг. 83 — 84 показана регенеративная печь на 240 реторт, отапливаемая генераторным газом.

Малая печь на 120 реторт. Печь сдвоенная. Реторты расположены в 3 ряда, по 20 реторт в ряд. Как видно по фиг. 85 и 86, шахты разделяются стеной, на карнизы которой опираются задние концы реторт. Под каждой шахтой находится группа регенераторов, через которые попеременно проходят воздух и газ и отработанные газы. Газ подается в печь от 2 газогенераторов Вильсона. Движение газов в описываемой печи перпендикулярно направлению газов в печи на 240 реторт, описанной выше.

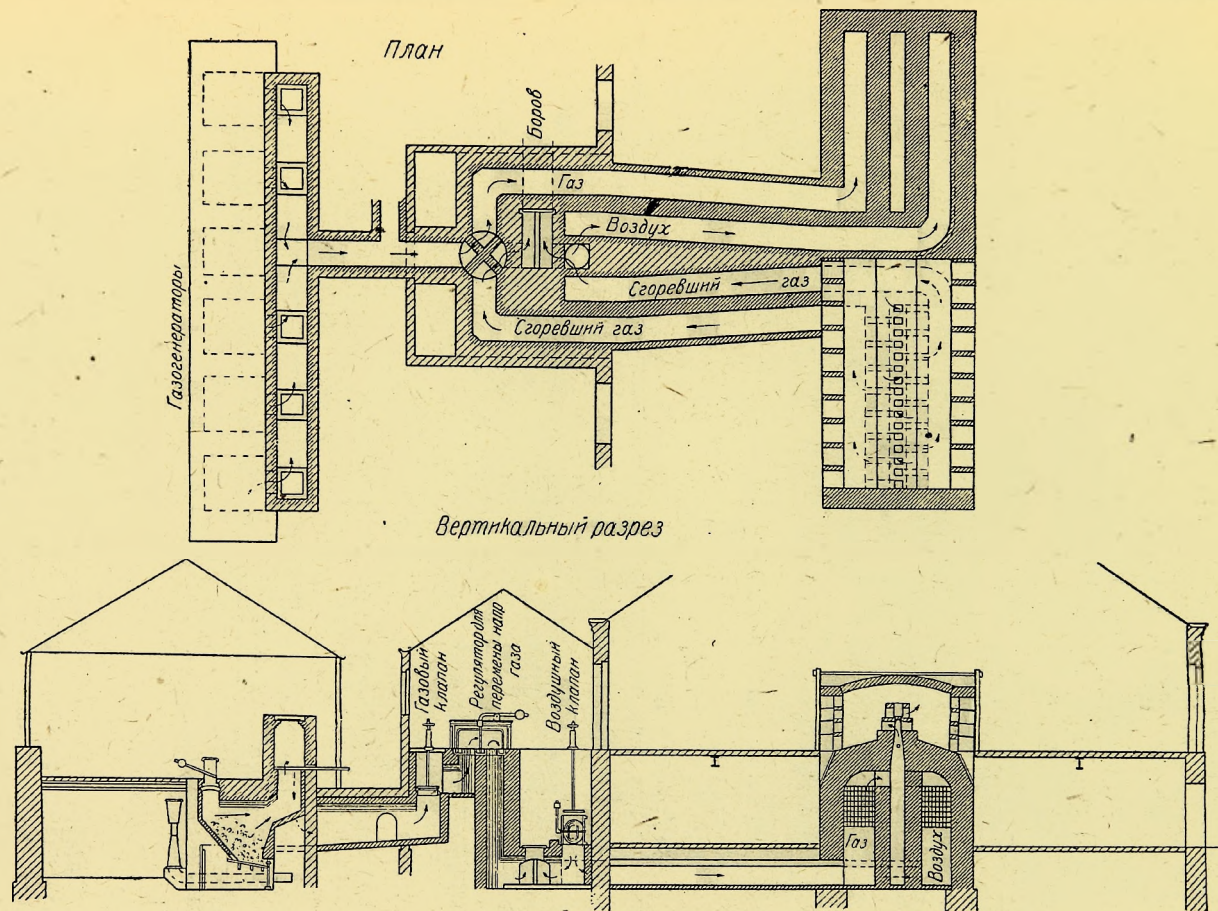
Рассмотрение чертежей и детали, приведенные при описании большой печи, делают излишними дополнительные объяснения.

*Материальный баланс при переработке шихты в печи с 240 ретортами.*

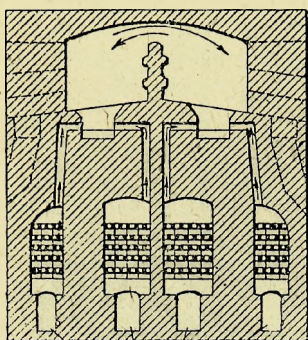
Загрузка 10 000 кг руды с 48% Zn (= 4800 кг цинка). 4500 кг восстановителя.



\*



Топливо: 11 000 кг (включая уголь для обжига реторт и получения пара для генераторов).



Воздух  
Газ

Фиг. 85.

Получается цинка: 4440 кг.

Поденщ.

Рабочая сила: У газогенераторов. . . 4  
Приготовление шихты и работа у печи. 22  
Обжиг реторт и конденсаторов, обслужива-  
ние котлов и т. д. . . . . 2

Исрасходовано:

Реторт. . . . . 11  
Конденсаторов. . . . . 26

Результаты:

Потеря цинка 360 кг или 7,5%.  
11 тонн жирного угля.

4500 кг восстановителя.

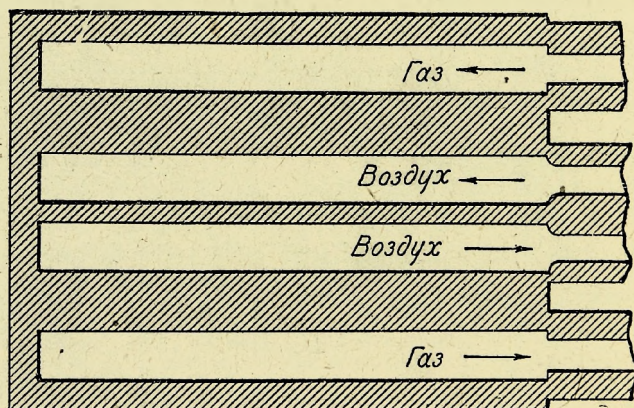
11 — реторт.

26 — конденсаторов.

28 — рабоче-дней (поденщ.).

Ремонт печи и инструмента. Амортизация; проценты на капитал.

Накладные расходы.



Фиг. 86.

До войны, когда жирный уголь и горючее-восстановитель обходились менее 20 и 10 франков за тонну и средняя зарплата составляла 4 франка в день, общие расходы составляли 550—575 франков, что соответствует 55—57,5 франков на тонну руды.

В настоящее время стоимость восстановления тонны руды можно считать равной 250 франкам.



# ГАЗОВАЯ ПЕЧЬ ДОРР-ДЕЛЯТРА С РЕГЕНЕРАТОРАМИ, РАСПОЛОЖЕННЫМИ В СТОРОНЕ ОТ ПЕЧИ. ГЕНЕРАТОРЫ ПИТАЮТСЯ ТОЩИМ УГЛЕМ

Эта печь, которая представляет собой обращенную печь Сименса, характеризуется формой и расположением отверстий для подачи воздуха и газа и возможностью менять на ходу сечение этих отверстий.

Печь сдвоенная. Современные печи вмещают 432 круглых реторты. Последняя имеет в длину 1,40 м. Реторты расположены в 6 рядов, по 36 реторт в ряду. На фиг. 91—95 (вклейка 120—121 стр.) показан этот тип печи.

В настоящее время печь для удобства работы делается пятирядной. В регенераторах подогревается один только воздух.

Рабочие камеры  $a$  и  $a'$  сообщаются с помощью отверстий  $P$ . В сводах печи  $W$  и  $W'$ , на определенном расстоянии друг от друга, проделаны узкие длинные щели  $ff$ , через которые поступают в печь воздух и генераторный газ и отводятся газы в регенераторы.

Каналы  $mm'$  и  $nn'$ , которые тянутся вдоль всей печи, соединены с воздушным регенератором и газопроводом от генераторов у торца печи.

С камерами печи каналы сообщаются через отверстия  $f$  и  $f'$ .  $bb$  и  $b'b'$  — кирпичи, передвигаемые над отверстиями  $ff'$ ,  $oo'$  — лазы в стенах  $CC'$  для доступа к щелям  $ff'$  и к кирпичам в  $bb'b'$ . Лазы закрываются шамотными пробками.  $tt'$  — запасные проходы в стенке  $dd'$  для кирпичей  $bbb'b'$ .

Преимущества печи этой конструкции:

1. Устройство отверстий для ввода в печь воздуха и газа сверху.

Легкость обслуживания. Из рис. видно, как легко доступны через отверстия  $oo'$  щели  $ff'$  для поддержания их в хорошем состоянии.

Уменьшение числа отверстий. Как видно из приведенных рисунков, число щелей  $ff'$  по длине печи незначительно. Для данного типа печи одна щель обслуживает, примерно, шесть вертикальных рядов реторт. Щели расположены по оси реторты (см. разрез по  $CD$ ). Струи воздуха и газа, ударяясь вертикально в реторту, разбиваются по обе стороны реторты и расходятся в горизонтальном направлении, омывая 6 вертикальных рядов реторт.

2. Форма отверстий для ввода воздуха и газа способствует равномерному сгоранию газа и равномерному обогреву по всему пути, как бы он ни был длинен.

Щели  $ff'$  делаются длинными и узкими. Длина в 20 раз больше ширины. Газ и воздух входят в печь двумя тонкими вертикальными струями, которые соприкасаются лишь по очень незначительной поверхности. Начальное горение поэтому незначительно и оно может затем продолжаться по всему пути движения газа.

3. Возможность менять размеры отверстий для подвода газа и воздуха, что позволяет усиливать или замедлять горение газа.

На разрезе  $AB$  видно, как можно менять форму щелей  $ff'$  с помощью кирпичей  $bbb'b'$ .

Положив кирпичи так, как указано на этой фиг. (левая сторона), приближают друг к другу струи воздуха и газа. Они начинают смешиваться в самой щели, что усиливает горение газа при входе в печь.

Напротив, если их расположить так, как это указано на правой стороне фигуры, газ и воздух отодвигаются друг от друга и горение замедляется.

Его можно таким образом удлинять до требуемых пределов, меняя количество кирпичей, разделяющих струи газа и воздуха.

4. Возможность менять сечения отверстий для подвода воздуха и газа позволяет регулировать весьма точно обогрев по всей длине печи.

Если, например, в обоих указанных на разрезе *AB* случаях хотят увеличить или уменьшить подвод воздуха и газа или только одного из них, достаточно увеличить или уменьшить количество кирпичей, положенных на щели *ff'*, в двух рядах каналов *mm' nn'* или только в одном из рядов.

5. Расположение и форма отверстий *P''*, соединяющих обе камеры печи *aa'*, также способствуют смешиванию воздуха и части газа, не успевших сгореть в камере *a* до поступления их в камеру *a'*. Этим достигается полное сгорание газа.

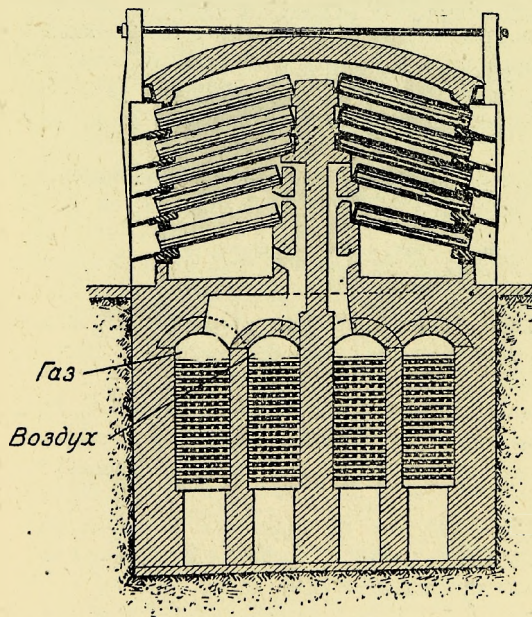
Без этого смешения горение в камере *a* не будет полным, так как не сгоревший газ и воздух, состоящие из крайних частей струй, образующихся при входе в печь, разделены значительным количеством сгоревших газов, которые делают смешение и полное сгорание оставшегося газа затруднительным.

При почти равном сечении и длине с щелями *ff'* отверстия *p* отличаются от последних меньшей высотой (длина в щелях *ff'*) и большим количеством. Под каждым вертикальным рядом реторт имеется одно отверстие.

Расход топлива на печи Дорр-Делятра не высок, он в среднем составляет 900 кг тощего угля на тонну руды.

#### РЕКУПЕРАТИВНАЯ ПЕЧЬ НЕРЕТЕР-СИМЕНСА (NEUREUTHER-SIEMENS)

Печи этой системы работают на многих американских заводах. На фиг. 87 показан поперечный разрез печи. Печь сдвоенная. Обе шахты соединяются над средней стеной.



Фиг. 87.

В каждой шахте расположены в пять рядов реторты круглого сечения.

С целью достаточного обогрева верхних рядов реторт, не перегревая одновременно нижней части печи, газы подаются в печь под тремя нижними рядами реторт через отверстия в средней стене. Действием перекидного клапана газы попеременно проходят последовательно через обе шахты.

Очевидно, что подводящие газ каналы должны подвергаться быстрому забиванию шлаками, которые стекают вдоль пода печи.

На двух заводах Иллинойса, где работают эти печи, число реторт в печи колеб-



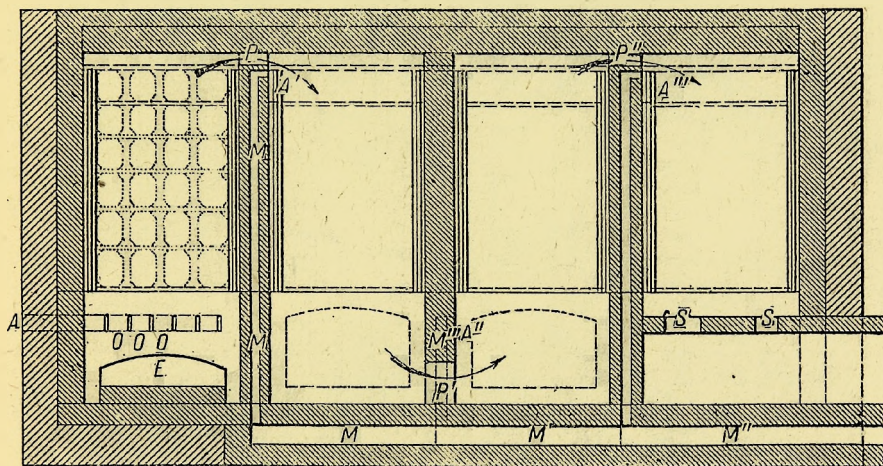
лется от 600 до 800 штук. Размеры реторты: длина 1,5 м, диаметр—002 м. В каждом гнезде вмещаются 2 реторты.

Каждая реторта вмещает 26 кг руды, что составляет 15,6 т на печь в 600 реторт.

Печь отапливается тремя генераторами. Расход топлива на тонну руды — 1 200 кг. Цинк выгребается 4 раза в сутки в котел, поставленный на каретку, и разливается затем в изложницы.

#### ГАЗОВЫЕ ПЕЧИ БЕЗ РЕКУПЕРАТОРОВ

Печи этой конструкции применяются в американской промышленности. В Европе применение этой печи довольно ограничено.



Фиг. 88.

Печь Луазо (Loiseau), которая относится к этой категории печей, применялась прежде на многих бельгийских заводах.

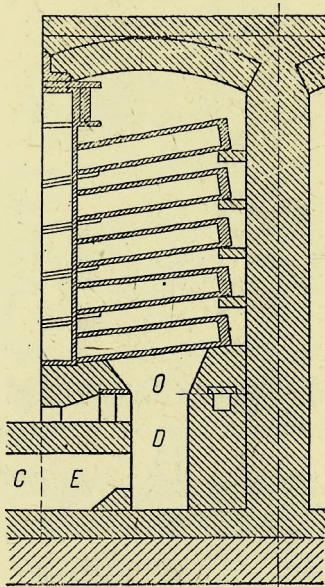
**Печь Луазо.** Печь с газовой топкой и постоянным зигзагообразным направлением газов. Основная идея, которой руководился конструктор печи, заключалась в том, чтобы получить равномерное распределение тепла во всей печи и не превысить температуры, необходимой для восстановления окиси цинка. Чтобы добиться этих результатов, сжигание генераторного газа производится частями с вдуванием постепенно подогреваемого воздуха, начиная с холодного воздуха при вступлении газа в печь.

Горение происходит последовательно по отдельным камерам, которые газы проходят снизу вверх и сверху вниз. В каждой из этих камер температура поддерживается в требуемых для восстановления руды пределах благодаря воздуху, который подается в соответствующем количестве и тем более нагретым, чем более газы обедняются горючими элементами.

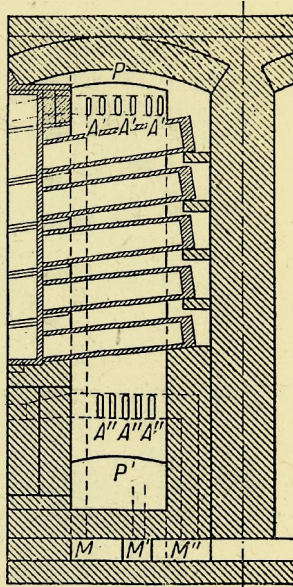
В первой камере интенсивность горения газа, подаваемого из газогенератора, умеряется подачей тонкими струями холодного воздуха и образованием длинного пламени,

Воздух, подаваемый во вторую камеру, которая заполнена газами менее богатыми горючими элементами, чем первая камера, предварительно нагревается до определенной температуры. Из тех же соображений воздух, подаваемый в остальные камеры, нагревается все сильнее по мере приближения к концу печи.

Воздух подогревается циркуляцией в стенках печи. Подача воздуха в камеры производится таким образом, чтобы пламя не могло образовывать острых языков у реторт. Последние во всей печи омываются длинным пламенем при равномерной температуре. Газы естественной тягой поступают из последней камеры в дымовую трубу.



Фиг. 89.



Фиг. 90.

На фиг. 88—90 показано расположение печи, разбитой по длине на 4 камеры. В каждой камере имеется 5 рядов реторт, по 4 в ряду. Вся печь вмещает таким образом 80 реторт.

Отверстия для подвода воздуха в фасаде печи на уровне шестого ряда реторт (верхний ряд) закрыты шамотными плитами.

По стрелкам видно (фиг. 88), что газовый поток двигается снизу вверх и обратно с первой по 4-ю камеру.

Обозначение букв:

*C* — канал, подводящий газ под первую камеру;

*E* — вход газов в печь;

*D* — камера сгорания;

*A* — ввод холодного воздуха, поступающего через отверстия *O*;

*P* — переход пламени из 1-го во 2-е отделение;

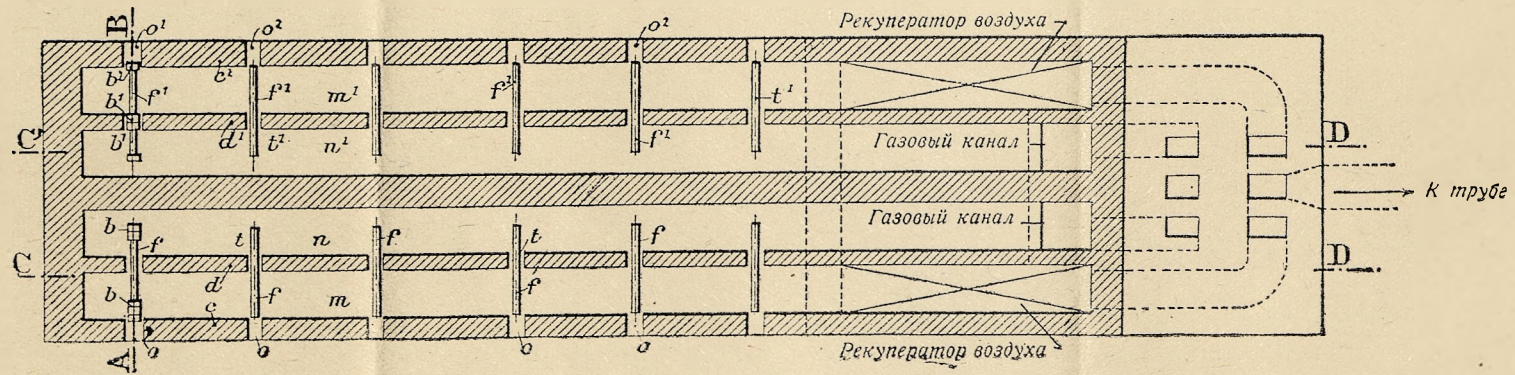
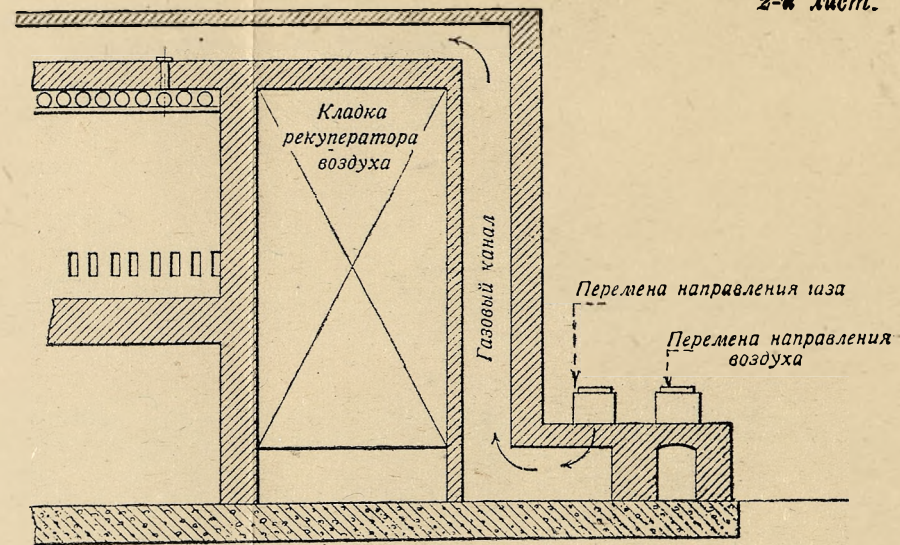
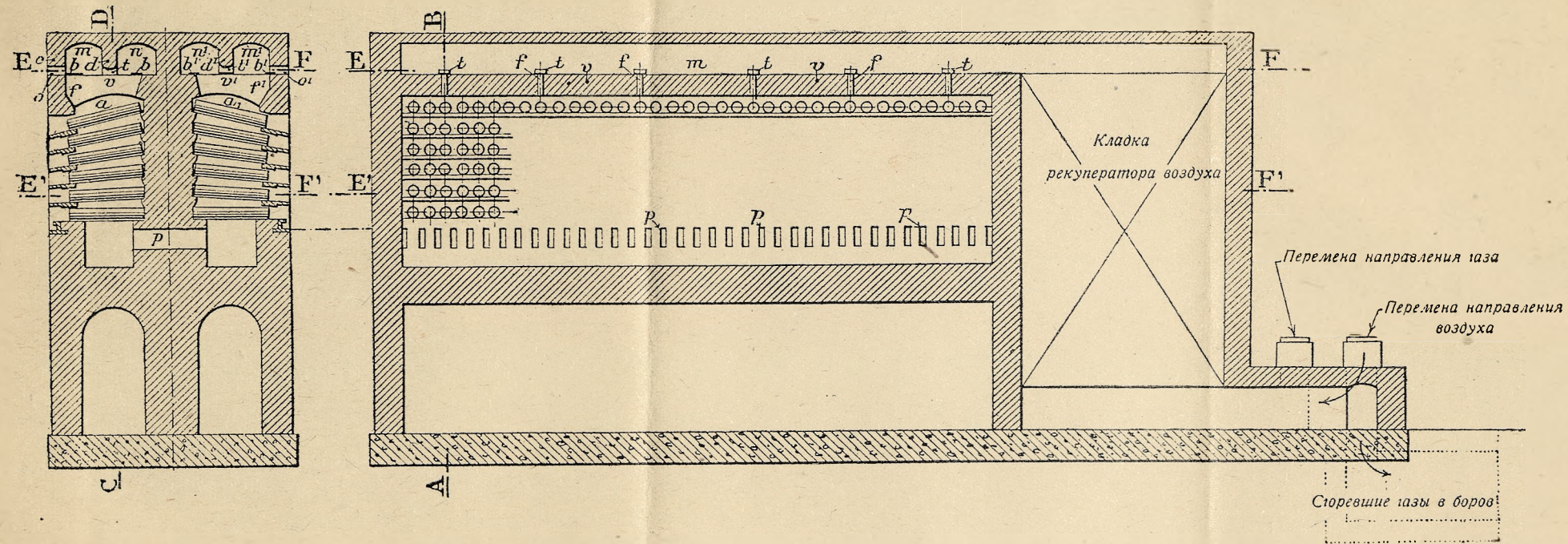
*P'* — » » » 2-го в 3-е »

*P''* — » » » 3-го в 4-е »



# ГАЗОВАЯ ПЕЧЬ ДОРР-ДЕЛЯТРА

2-й лист.



Фиг. 91 — 95.

Пр. — Цинк и кадмий.



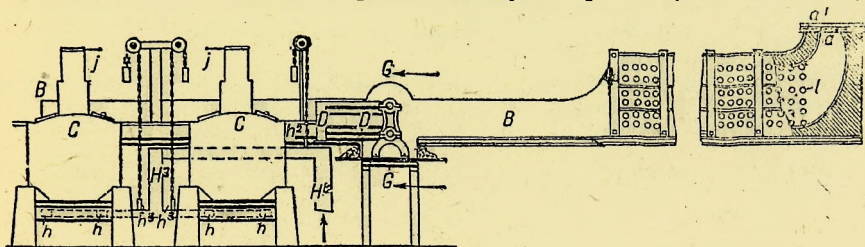
$C', A'', A'''$  — ввод воздуха во 2, 3 и 4-ю камеры горения;

$M, M', M''$  — каналы для циркуляции воздуха, подводимого во 2, 3 и 4-ю камеры и предварительно подогреваемого до требуемой температуры теплом отходящих газов. Воздух, подаваемый во 2-ю камеру, лишь слегка нагрет. Воздух, проникающий в 3-ю камеру, нагревается больше; воздух, поступающий в 4-ю камеру, нагрет до максимальной температуры.

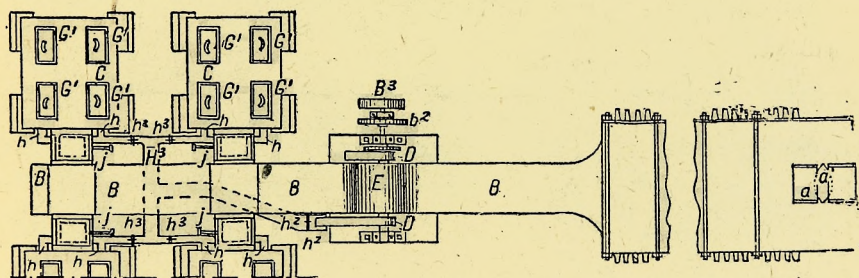
SS — Выходные отверстия для отходящих газов, ведущие в дымовой канал.

Расход топлива составляет 1600 кг кам. угля на тонну руды.

Печь Хегелера. Печь Хегелера (Hegeler) (фиг. 96 — 97), которая часто встречается в С. Ш., построена по тому же принципу, что и печь Луазо



Фиг. 96.



Фиг. 97.

Печь состоит из длинной камеры, разделенной средней стеной на 2 шахты. Каждая шахта имеет ряд воображаемых перегородок, иными словами, через каждые 4 или 6 рядов реторт оставляются, как это показано на фиг. 96, незаполненные ретортами пространства, в которые подается воздух, необходимый для горения генераторного газа. Генераторы помещаются у торца печи. Газы проходят по каналу  $B$ , поступают в печь и движутся вдоль последней, пересекаясь через определенные расстояния струями воздуха, обеспечивающими их постепенное сгорание.

Между газогенератором и печью помещается вентилятор. Подобно печи Луазо, рекуператоров не имеется. Отработанные газы отводятся через отверстие  $O$ , расположенное в противоположном от входа конце печи. Они могут быть использованы под паровые котлы. Так как реторты последнего отделения омываются газами, сильно обедненными горючими элементами и поэтому менее нагреваются, их загружают смесью из цинковых шлаков и легко восстанавливаемой руды.



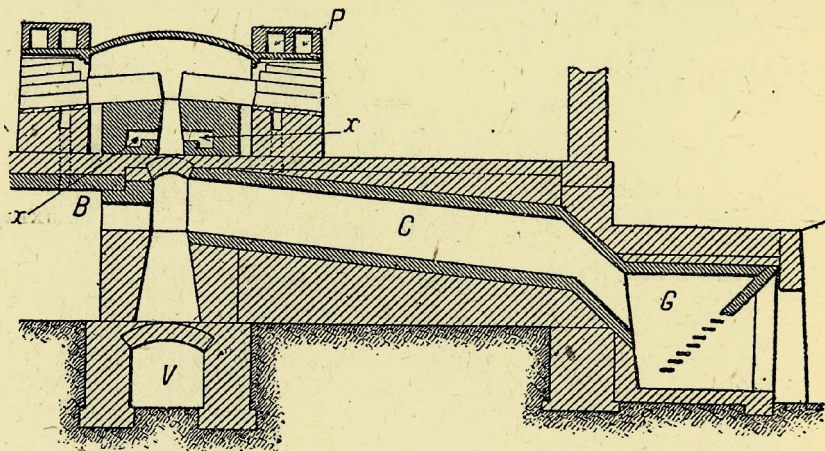
Печь Хегелера имеет 35 м в длину. С каждой стороны имеется 12 отделений; в каждом отделении расположены 6 рядов круглых реторт, по 6 реторт в ряду. Размеры реторты: длина 1,6 м; диаметр 0,20 м. Вместимость — 26 кг руды. Вся печь вмещает 864 реторты. Выгреб цинка производится в три приема. Цинк собирается в котел, откуда разливается в изложницы.

При посещении завода Про на нём перерабатывали очень богатую руду с малым содержанием свинца и очень бедную железом. После обжига содержание цинка доходило до 70 и даже 72%. При этих условиях восстановление происходило легко и температура в ретортах не превышала 1300°.

### СИЛЕЗСКИЕ ПЕЧИ

(Обзор цинковой промышленности Силезии.)

В Силезии, помимо современных печей, аналогичных трехрядным печам с эллиптическими ретортами, описанными выше, применяются еще однорядные



Фиг. 98.

печи с большими призматическими муфелями, опирающимися по всей длине. Вместимость муфеля значительно превышает емкость реторты, применяемой на других цинковых заводах.

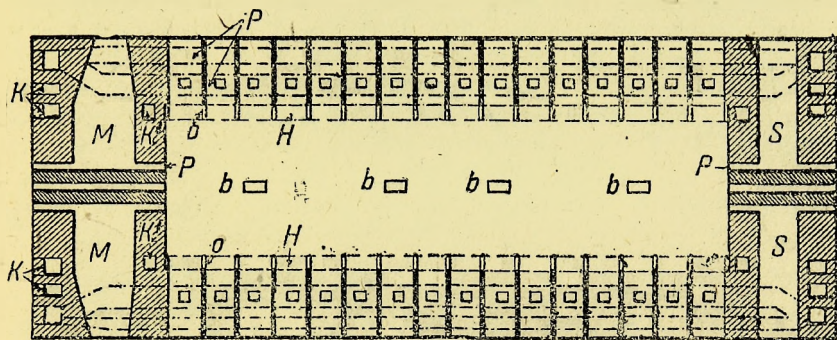
Основанием для применения этих печей являются чисто местные условия. До 1868 года силезская цинковая промышленность питалась исключительно местным каламином, очень бедным цинком, но легко восстанавливаемым. Каламин без затруднений перерабатывался в больших сосудах, как силезские муфеля.

Месторождение галмея постепенно истощилось, и в настоящее время силезские заводы перерабатывают, помимо галмея, большие количества цинковой обманки.

По Б. Кранцу, за 1901 год в Силезии было переработано 220 000 т каламина и 250 000 т цинковой обманки. За 1909 год — 175 000 т каламина и 313 000 т бленды. С этого времени количество перерабатываемой цинковой обманки еще более увеличилось.

Как следствие, в Силезии имеется сильная тенденция заменять старые печи с одним рядом больших муфелей двух- или трехрядными печами с эллиптическими ретортами.

Хотя печи обогреваются газами без применения рекуператоров, что по общему расположению и размерам реторт они схожи с трехрядными газовыми печами с ретортами эллиптического сечения. Они более приспособлены,

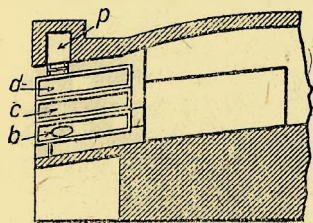


Фиг. 99.

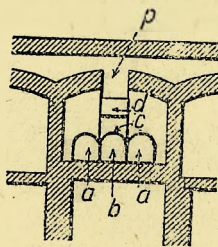
чем старые печи, для переработки богатых шихт, состоящих в большей своей части из цинковой обманки, более трудно восстановимой, чем шихта, состоящая из чистого каламина.

Ниже приведено описание силезской печи на заводе Гогенлоэхютте (Hohenloehütte).

Печь Гогенлоэхютте. Печь сдвоенная (фиг. 98 — 99). Длина шахты 11 м, ширина — 3,20 м. С каждой стороны имеется 16 ниш. (В другой подобной печи имеется 18 ниш.) В каждой нише вмещается 2 муфеля.



Фиг. 100.



Фиг. 101.

Последние имеют форму длинных призматических коробок с верхней плоскостью в виде свода (фиг. 100 — 101). Размеры муфелей: длина — 1,90 м, высота 0,50 м и около 0,15 м шириной (внутренней).

К муфелям, у которых нижняя передняя часть закрывается шамотной плитой, приставляются конденсаторы специальной формы, обслуживающие одновременно 2 муфеля одной ниши.

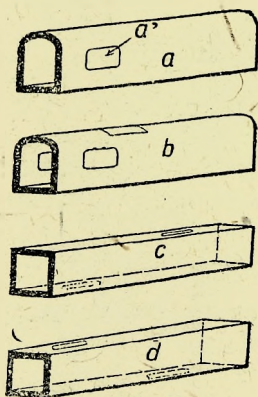
Пары цинка при выходе из муфеля поступают в наклонную шамотную трубу *a*, имеющую форму призматической коробки в 1 м длиной (фиг. 102).



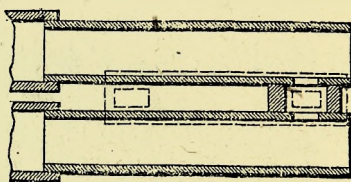
Пары, не сконденсировавшиеся здесь, проходят через боковые отверстия *a* в среднюю трубу *b*, расположенную между трубами *a*. Затем они проходят через трубы *c* и *d*, расположенные над *b*. При выходе оттуда газы и несконденсированные пары цинка сжигаются в струе воздуха и через канал *P*, расположенный над нишами, поступают в пылеуловительные камеры. На фиг. 100 — 101 показано расположение конденсаторов. Последние закрываются спереди плитами, примазанными глиной и снабженными отверстиями, затыкаемыми глиной. Через отверстия можно сбивать настыли, которые там образуются.

В одной из модификаций этой установки труба *b* отсутствует, а конденсаторы *a* соединены непосредственно сбоку трубками из огнеупорной глины (фиг. 103).

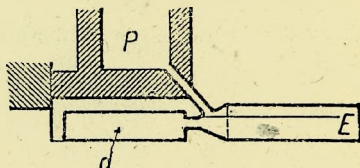
Иногда газы, пройдя всю конденсационную установку, перед тем как по пасть в коллектор, проходят через железную аллонжу *E* (фиг. 104).



Фиг. 102.



Фиг. 103.



Фиг. 104.

Газы для обогрева печи поступают из газогенератора с ступенчатой колосниковой решеткой по каналу *C*. Канал заканчивается колодез следующих размеров: ширина в верхней части 0,62 м, в нижней — 1,25 м. Колодез предназначен для сбора черепков реторт и шлака. В колодез можно проникнуть через отверстия, расположенные у торцов печи.

Для чистки газохода служат отверстия *B*.

Горелки *b*, числом четыре, помещаются против 3 и 7 ниш, считая с торцов печи. Размеры горелок 0,44 × 0,29 м.

Каналы для подачи воздуха заканчиваются у горелок, на 0,55 м ниже пода печи.

Каждая половина печи обслуживается одним газогенератором. Воздух, необходимый для горения, подается вентилятором в колодез *ч*. Отсюда он поступает в каналы *x* и по отдушникам попадает в горелки.

Отработанные газы отводятся из печи по каналам *o*, расположенным впереди перегородок, разделяющих ниши. Они соединяются с коллектором *H*, расположенным под подом печи, и оттуда по каналам *K* поступают в ды-

мовую трубу. Часть газов можно отводить по каналам  $p$  в камеры  $MM$ , в которых обжигаются муфеля. Каждая камера вмещает два муфеля. Другая часть отходящих газов используется для кальцинирования каламина на двух подах  $SS$ .

В последнем случае конечные газы по газоходу  $K$  идут в дымовую трубу.

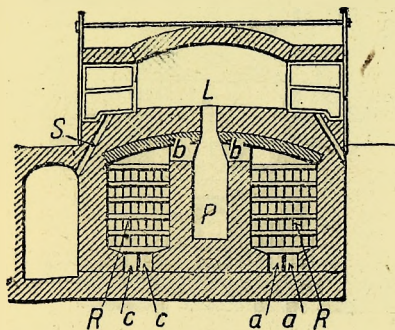
Выгрузка раймовки производится по каналам, прямо в подвал. Загрузка одного муфеля составляет 60 кг руды ( $\frac{1}{2}$  цинковой обманки,  $\frac{1}{2}$  каламина). Смесь содержит около 30% цинка. К этой смеси прибавляют 50% (30 кг) восстановителя, главным образом мелкого кокса.

Продолжительность одной операции — 24 часа.

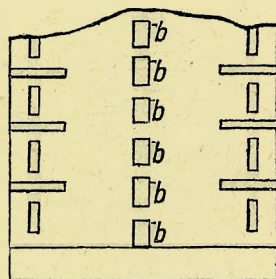
Расход топлива составляет около 1 600 кг на тонну руды.

Загрузка реторта производится через конденсаторы с помощью длинных совков.

Раймовку выгружают, не снимая конденсаторы, удалив примазанные глиной шамотные плиты, закрывающие нижнюю половину муфелей.



Фиг. 105.



Фиг. 106.

На некоторых заводах общий конденсатор для двух муфелей, описанный выше и имеющий довольно сложное устройство, заменяется ординарным конденсатором для каждого муфеля, состоящим из призматической коробки в 1 м длиною, которая приставляется к верхней части муфеля. Конденсатор имеет выпуклость в переднем конце для собирания цинка. Конец конденсатора во время операции закрывается шамотной плитой, примазанной глиной. Посредине плиты имеется отросток в 5 см диаметром, на который надевается аллонжа. При выгребе цинка, который производится один раз в сутки, удаляют плиту, закрывающую конденсатор, и выпускают цинк в ковш.

Применяются также трубчатые конденсаторы, снабженные выпуклостью в нижней своей части.

Обжиг муфелей производится в печах с обращенной топкой, аналогичных печам, описанным выше. Как мы видели, они могут быть в непосредственном соединении с цинковой печью.

**Силезская газовая регенеративная печь.** Печь однорядная. На фиг. 105—107 показано расположение печи:  $R$  — воздушный регенератор;  $R^1$  — газовый регенератор;  $aa$  — воздушные каналы;  $cc$  — газовые каналы.

Газ и подогретый воздух поступают через каналы  $bb$  в рабочую камеру.



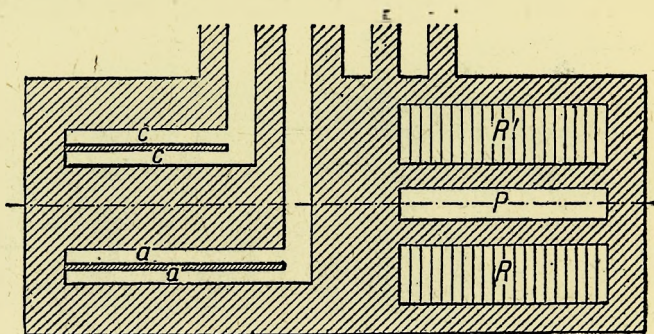
Пламенные газы поднимаются до свода в первой половине печи; проходят сверху вниз через вторую половину печи и через регенераторы отводятся в дымовую трубу.

Раймовка выгружается в подвал через каналы *S*.

Двух- и трехрядные печи. Помимо одноэтажных, собственно силезских печей, в Силезии применяются для переработки богатых шихт двух- или трехрядные печи, отопливаемые генераторным газом без рекуператоров.

Формы и размеры муфелей аналогичны муфелям газовой регенеративной печи, описанной на стр. 112. Муфеля эллиптической формы, меньшей емкости, чем большие силезские муфеля.

На новом заводе в Гогэнлоэ применяется вдвоенная двурядная печь с 96 эллиптическими ретортами в 1,40 м длины, 0,30 м высоты и 0,18 м ширины. Толщина стенок реторты — 30 мм.



Фиг. 107.

Каждый муфель обслуживается отдельно конденсатором. Содержание цинка в рудной смеси — 45%.

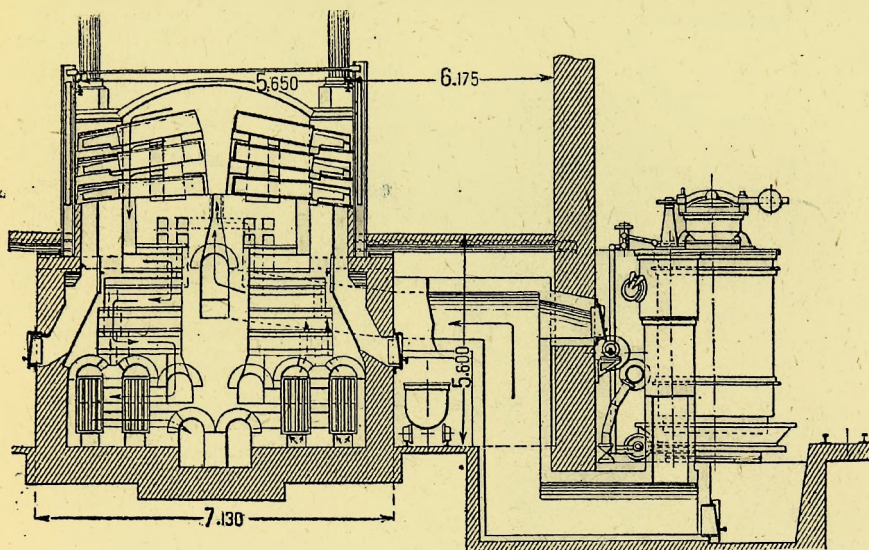
Восстановителя прибавляется 50% от веса руды. Загрузка печи составляет 3 т руды.

В Кунигунденхютте (Kunigundenhutte) применяется вдвоенная трехрядная печь. Каждый ряд разбит на гнезда. На каждое гнездо приходится две эллиптические реторты в 1,57 м длины и 0,38 м высоты. На обеих сторонах печи имеются 144 муфеля. Расстояние между двумя муфелями одного гнезда не превышает нескольких см. Таково же свободное расстояние между двумя рядами реторт. Обогрев производится генераторным газом без рекуперации тепла. Отработанные газы, выходящие из печи через ряд отверстий, проделанных в поду между муфелями, сначала проходят по вертикальному каналу, прежде чем попасть в горизонтальный дымоход и дымовую трубу. Вокруг этого канала расположены щели, которые воздух проходит снизу вверх таким образом, что, когда он доходит до горелок, он нагревается почти до 800°.

Расход топлива составляет 1400 кг на тонну руды. На некоторых заводах, применяющих двух- или трехрядные печи, идентичные по виду обогрева только что описанным, между двумя печами устраивается камера для сушки каламина.

Муфеля для двух- и трехрядных печей изготавливаются на прессе. Силезские муфеля больших размеров делаются вручную, так как при изготовлении их на прессе получаются трещины.

На фиг. 108 представлен поперечный разрез силезской печи нового типа, с тремя рядами эллиптических муфелей.



Фиг. 108.

Нонна (Nonnast) предложил для удаления и фильтрации пыли у трехрядной печи с эллиптическими муфелями установку, в которой отсасывание осуществляется с помощью вентилятора, в который вбрызгивается вода. (См. описание этой системы на стр. 145).

#### ПЕЧЬ НА НАТУРАЛЬНОМ ГАЗЕ

Натуральный газ, состоящий главным образом из метана ( $\text{CH}_4$ ), был применен для обогрева цинковых печей впервые в штате Индиана (С. Ш.) в 1892 году. С этого времени естественный газ нашел широкое применение в цинковой промышленности С. Ш. (Oklahoma, Kansas).

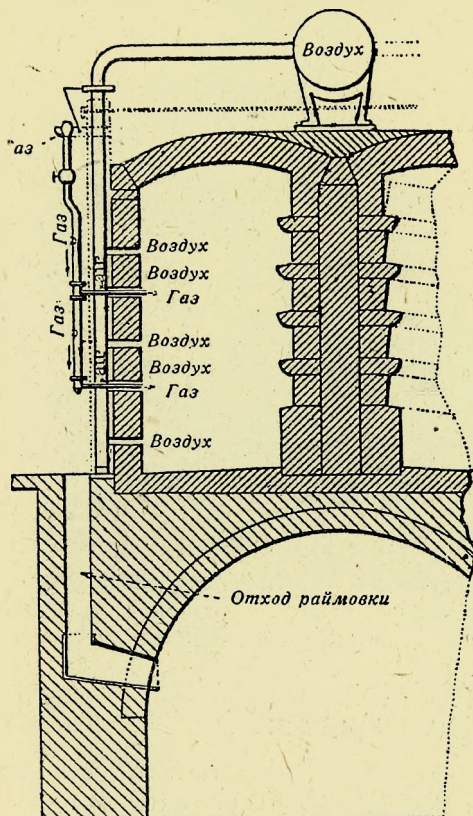
При обогреве натуральным газом цинковая печь может быть сконструирована самым элементарным образом. Она представляет простую шахту, в которой газ сжигается вокруг реторт, число которых нередко составляет несколько сот штук. Реторты ставятся в 4—5 рядов. Газ распределяется по длине шахты с помощью горелок, установленных на определенном расстоянии друг от друга в стойках фасада печи. Печь сдвоенная. На фиг. 109—110 показана система обогрева, применяемая в 5-рядной печи. На фиг. 111 показан наружный вид печи.

Чугунные стойки фасада печи делаются полыми через 2 стойки. Газ подводится сверху над фасадной стеной по трубе в 0,10 м диаметром и по патрубкам в 25 мм диаметром спускается вниз вдоль печи. Каждый патрубок снабжен двумя отроостками с половинным диаметром. Отроостки



пропускаются через отверстия в пустотелой чугунной стойке фасадной стены. Отверстиям в чугунной стене соответствуют отверстия в шамотной кладке фасадной стены.

Воздух, необходимый для горения, нагнетается вентилятором в трубопровод в 0,60 м диаметром, проложенный над печью. Отсюда воздух поступает в полые стойки. Давление газа — 18 см воды, воздуха — 6 см. Подача газа и воздуха регулируется шиберами.



Фиг. 109.

Отработанные газы отводятся в дымовую трубу, находящуюся у одного из концов печи.

На одном из заводов Оклахома сдвоенная печь вмещает 608 реторт круглого сечения, в 1,5 м длины и 0,23 м в диаметре. Реторты расположены в 4 ряда, по 76 реторт в ряду. На каждое гнездо приходится 2 реторты. Состав перерабатываемой обожженной цинковой обманки: 38—46% Zn, 0,1% свинца и 6—14% железа. К руде примешивалось 60% антрацита и тощего угля. Цинк выгребался 3 раза. Металл собирался в котле и разливался в чушки в 25 кг весом каждая.

Газ и воздух вводятся через все стойки (в печи, описанной выше, — через каждые 2 стойки). Расход газа составляет 1150 — 1175 м.<sup>3</sup> на тонну руды. Стоимость 1 м.<sup>3</sup> газа в 1912 году составляла 0,41 цента.

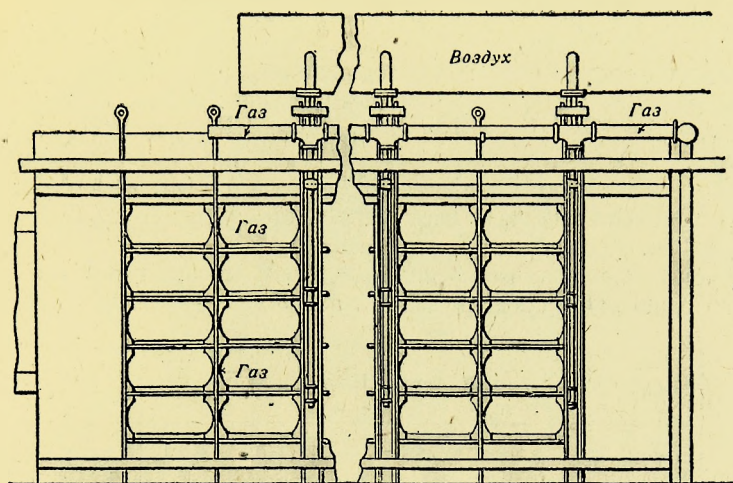
По Гофману, Эдгар Цинк К° (Edgar zinc C°, Cherryvale, Kansas) применяет сдвоенную печь на 200 реторт, расположенных в 5 рядов, по 20 в ряду.

Печь разбита на 2 части. Каждая часть обслуживается отдельной дымовой трубой для отвода отработанных газов. Естественный газ подводится по центральной магистрали и распределительным трубам к двум группам горелок, расположенных у пода печи и под вторым и третьим рядом реторт.

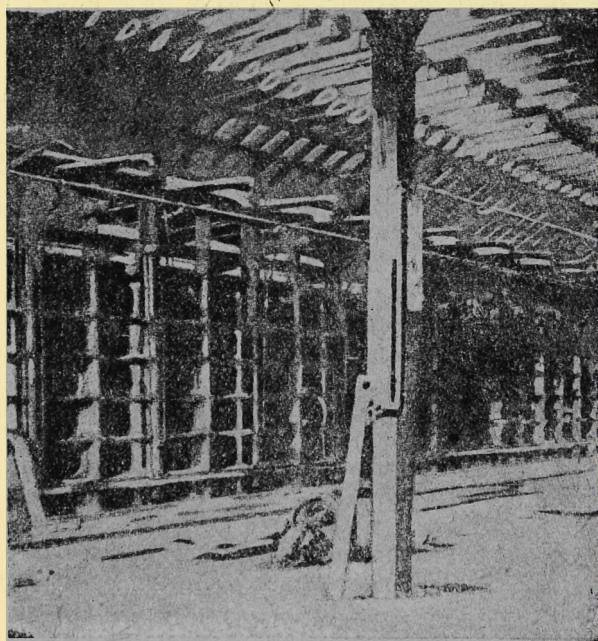
Воздух для горения засасывается через специальные отверстия.

## ТЕРМИЧЕСКИЙ БАЛАНС ГАЗОВОЙ РЕГЕНЕРАТИВНОЙ ЦИНКОВОЙ ПЕЧИ СИСТЕМЫ СИМЕНС

На основании произведенных анализов и температурных замеров Эйленштейн (F. Eulenstein) составил тепловой баланс печи (на 100 кг получаемого металла).



Фиг. 110.



Фиг. 111.



Автором были изучены следующие факторы.

1) *Факторы прихода тепла*: 1) генераторный газ; 2) шихта; 3) экзотермические реакции в реторте; 4) реторты, загружаемые после обжига в печь.

2) *Факторы расхода тепла*: 1) отходящие газы; 2) раймовка от дистилляции; 3) сырой цинк; 4) эндотермические реакции, протекающие в реторте; 5) реторты, вынимаемые из печи; 6) газ из конденсаторов; 7) лучеиспускание.

*Тепло, приносимое генераторным газом*: Автор принял расход угля в 120% от веса руды. Состав угля: 79,6% С, 15,4% золы и 4,45% влаги.

Чтобы установить количество тепла, получаемого при горении этого угля, он принял следующий средний объемный состав генераторного газа:

CO <sub>2</sub>	O	CO	CH <sub>4</sub>	H	N
5,7%	0,2	22,1	4,2	8,8	59,0

Приняв во внимание следующие обстоятельства: уголь, теряемый при сжигании в генераторе; влажность каменного угля; пар, инжектируемый в генератор; влажность воздуха, подаваемого в генератор; потери газа при его получении; среднюю температуру генераторного газа равной 675°, — на 100 кг полученного цинка приходится тепла в виде влажного генераторного газа 1 594 967 кал.

Последние разбиваются на:

Химическое тепло от горения CO, CH <sub>4</sub> и H	1 286 080 кал.
Физическое > газа при входе в печь	239 450 >
> > воды	30 861 >
Теплота испарения воды	38 576 >
	1 594 967 кал.

Для этого подсчета принимается, что смесь руды, загруженной в реторты, содержит 51,76% цинка и что потери металла при дистилляции составляют 11,98%.

*Тепло, вносимое шихтой*. Приняв температуру шихты в 35° и содержание влаги в ней равным 10%, при удельной теплоемкости руды в 0,16 и уд. теплоемкости восстановителя 0,201, нашли, что на 100 кг цинка приходится 3226 кал.

*Тепло, вносимое в печь ретортами*. Этого тепла приходится 2410 кал. на 100 кг цинка при допущении, что в печь вставляются три новые реторты весом по 85 кг каждая и что температура реторты в этот момент равна 800°.

В дальнейших своих определениях автор основывался на шихте следующего состава.

	Рудная смесь	Пыль из конденсатора	Восстановитель	Всего
	К	И Л О Г	Р А М М	Ы
Zn (метал.) . . . . .	—	30,72	—	30,72
ZnO . . . . .	3179,5	156,80	—	3336,30
ZnS . . . . .	30,0	1,92	—	31,72
ZnSO <sub>4</sub> . . . . .	44,0	—	—	44,00
PbO . . . . .	120,0	3,84	—	128,84
PbSO <sub>4</sub> . . . . .	73,0	—	—	73,0
CaSO <sub>4</sub> . . . . .	40,0	—	—	40,0
FeS . . . . .	8,5	—	20,8	29,3
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	430,5	6,40	—	436,90
MnO . . . . .	77,0	—	—	77,0
MgO . . . . .	21,0	0,64	—	21,64
SiO <sub>2</sub> . . . . .	846,0	67,20	151,2	1064,40
CuO . . . . .	2,0	—	—	2,0
CaO . . . . .	63,00	1,28	18,9	83,18
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	8,50	—	51,20	59,70
CO <sub>2</sub> . . . . .	49,50	—	—	49,50
C . . . . .	—	—	1555,5	1555,50
S . . . . .	—	—	11,3	11,30
Летучие части . . . . .	—	—	132,3	132,30
Нераст. ост. . . . .	7,00	—	—	7,00

Воды в шихте 720 кг.

Тепло от горения восстановителя. Допустим, что из 1555,5 кг углерода, содержащегося в восстановителе, 992 кг остаются негоревшими в раймовке. Горение 563,5 кг выделяет 3 243 780 кал. на 2277 кг цинка, или 142 458 кал. на 100 кг цинка.

Тепло, уносимое отходящими газами, состава

CO <sub>2</sub>	O	CO	N
13,8%	2,3	0,9	83

Для расчета принимаем температуру газа в 74°, причем, конечно, приняты в расчет водяные пары, содержащиеся в газах. При этих условиях тепло, уносимое газами, на 100 кг цинка составляет: 891 896 кал.

Тепло, уносимое раймовкой. Это количество тепла

\*



определяется в 46 790 *кал.* на 100 кг полученного цинка. При этом автор принял среднюю температуру раймовки разных рядов в момент выгрузки равной 1000°.

Тепло, уносимое жидким цинком в момент выгреба. Приняв среднюю температуру выгребаемого из конденсаторов цинка равной 520°, автор подсчитал, что на 100 кг цинка теряется 7960 *кал.*

Тепло, расходуемое на восстановление шихты. Не принимая во внимание количества тепла, необходимого для нагрева элементов шихты до температуры реакции (это тепло подсчитано вместе с теплом, уносимым продуктами из печи), при составе руды, приведенном выше, получаем:

Тепло, необходимое для целой загрузки:

на испарение воды . . . . .	543 600 <i>кал.</i>
» сухую перегонку горючего . . . . .	331 848 »
» диссоциацию карбоната цинка . . . . .	50 787 »
» восстановление ZnO . . . . .	3 379 252 »
» улетучивание металлического цинка из шихты (конденсаторн. бой). . . . .	15 589 »
» восстановление Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	172 630 »
» » PbO . . . . .	10 602 »
» » PbSO <sub>4</sub> . . . . .	47 085 »
» » CaSO <sub>4</sub> . . . . .	65 600 »
	<hr/>
	4 616 993 <i>кал.</i>

Если отнять количество тепла, указанное в пунктах и 1 и 5, получается 4 057 800 *кал.* или 192 150 *кал.* на 100 кг производимого цинка.

Потеря тепла при смене реторт. Реторты вынимаются из печи при температуре 1100°. Потеря тепла составляет 3346 *кал.* на 100 кг цинка.

Тепло, уносимое конденсаторными газами. Автор определил состав газов и паров, выделяемых при восстановлении, основываясь на составе шихты и раймовки и анализируя атмосферу в конденсаторах в различные моменты восстановления. Газовая смесь состоит из: паров воды от сухой перегонки восстановителя; CO<sub>2</sub> — от разложения карбоната цинка; CO и CO<sub>2</sub> — от окисления углерода восстановителя; паров цинка; паров свинца, увлекаемых парами цинка.

Приняв во внимание температуру, при которой газы и пары выходят из реторты, и тепло, получаемое при конденсации цинка и свинца, автор определил количество тепла, проносимое через конденсаторы газами и парами воды:

Летучие части восстановителя: . . . . .	24 614 <i>кал.</i>
CO <sub>2</sub> из карбоната цинка . . . . .	3 550 »
Пары цинка . . . . .	845 602 »
» свинца . . . . .	15 370 »
CO от сгорания восстановителя . . . . .	344 312 »
CO <sub>2</sub> » » . . . . .	2 258 »
	<hr/>
	1 235 706 <i>кал.</i>

или 58 732 *кал.* на 100 кг сырого цинка.

Эти цифры уменьшаются соответственно до 1 024 507 и 48 190 *кал.*, если принять во внимание температуру, при которой газы и пары цинка и свинца выходят из конденсаторов.

Таким образом, тепловой баланс цинковой печи Сименса, изученной Эйленштейном, установлен в следующем виде для 100 кг сырого цинка.

П р и х о д т е п л а	кал.	%
Генераторный газ . . . . .	1 594 970	90,94
Шихта . . . . .	3 230	0,18
Горение топлива-восстановителя . . . . .	153 230	8,74
Новые реторты, вставленные в печь . . . . .	2 410	0,14
	17 653 840	100,00
Р а с х о д т е п л а:		
Отходящие газы из печи . . . . .	891 900	50,86
Раймовка . . . . .	46 790	2,67
Сырой цинк . . . . .	7 960	0,45
Эндотермические реакции . . . . .	192 150	10,96
Старые реторты, вынимаемые из печи . . . . .	3 350	0,19
Конденсаторный газ . . . . .	48 390	2,76
	1 190 540	67,88
Излучение и теплопроводность . . . . .	563 300	32,12
	1 753 840	100,00

## МЕХАНИЧЕСКАЯ ЗАГРУЗКА И ВЫГРУЗКА РЕТОРТ И МУФЕЛЕЙ

Уже давно были сделаны попытки упростить работу у цинковой печи и сделать ее менее вредной для здоровья рабочих применением механических устройств для загрузки и выгрузки реторт.

Несмотря на изобретение ряда остроумных аппаратов, ручная работа применяется в настоящее время почти на всех заводах. Очень небольшое количество заводов используют механические загрузку и выгрузку. Объясняется это высокой стоимостью установок, дорогостоящей эксплуатацией и быстрым разрушением железных инструментов, применяемых для выгрузки раймовки.

Ниже приведено описание ряда аппаратов, предложенных для механизации загрузки и выгрузки реторт.

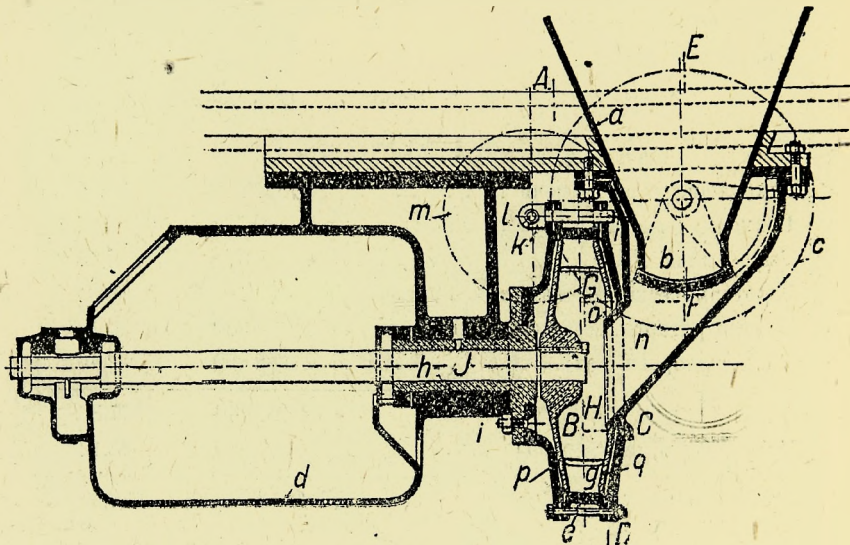
### АППАРАТ ДОРР-ДЕЛЯТРА ДЛЯ МЕХАНИЧЕСКОЙ ЗАГРУЗКИ РЕТОРТ

Аппарат (фиг. 112—113) состоит из: 1) бункера *a*, снабженного задвижкой *b*, передвигаемой маховичком *c*; в бункер загружаются спихтованные материалы; 2) электромотора *d*, подвешенного к бункеру *a*; 3) барабана *e* с загрузочной трубой *f* и колесом с лопатами *g*.



Барабан *e* связан с рамой электромотора *d* посредством полого вала *h*, который может вращаться в неподвижно закрепленной трубе *i*. Через полый вал *h* проходит ось *j* колеса с лопатками *g*, приводимого в движение от мотора *d*.

Барабан *e*, несущий разгрузочную трубу *f*, снабжен в верхней части трубкой *k*. Последняя снабжена винтовой нарезкой и пересекается винтом *l*, который приводится в вращение маховичком *m*. Винт *b* поддерживается неподвижной частью аппарата в таком положении, что последний может



Фиг. 112.

наклоняться в горизонтальном направлении, не перемещаясь по длине.

Колесо *g* состоит из двух дисков *p* и *q*, соединенных лопатками. Диск *p* заклинен на валу *j* мотора *d*. Диск *q* снабжен круглым отверстием *o*, соединенным с питающим желобом *n*.

Диски *p* и *q* делаются наклонными друг к другу от центра к периферии. Между ними, по направлению к центру, получается значительное пространство, облегчающее поступление шихты.

Бункер *a* подвешен к мостовому крану и может подниматься и опускаться по желанию. Кран в свою очередь перемещается вдоль печи, подводя загрузочную трубу *f* к каждой загружаемой реторте, включая реторты нижнего ряда.

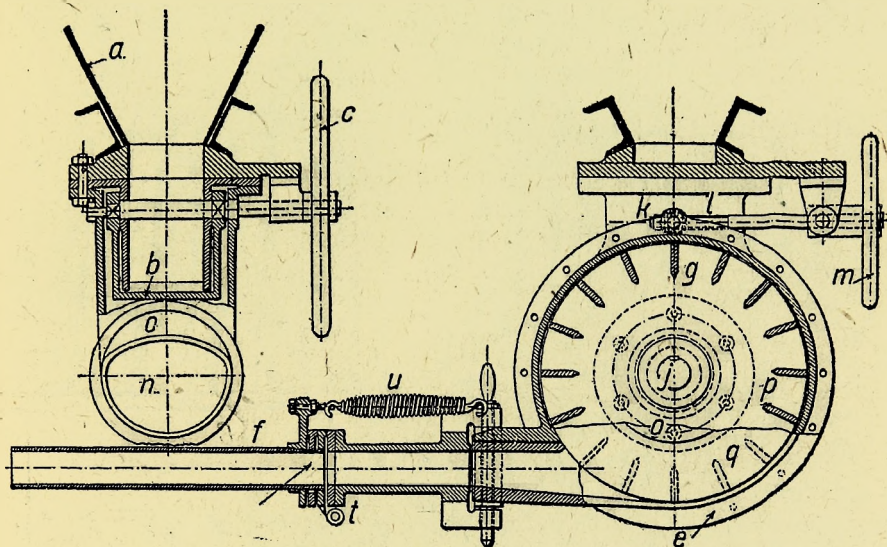
Заполнив бункер *a* спихтованным материалом, пускают мотор *d*, который должен работать без остановок во все время загрузки печи.

С помощью крана подводят трубу *f* к загружаемой реторте и винтом *l* придают трубе наклон, соответствующий нагружаемому ряду реторт.

Рабочий открывает задвижку *b*. Шихта по желобу *n* поступает в пространство между дисками *p* и *q*, падает между лопатками *g*, которые выбрасывают ее с силой через трубу *f* в загружаемую реторту.

Когда реторта заполнится, рабочий закрывает быстро задвижку *b* и прекращает подачу шихты.

При продвижении вдоль печи из-за выступающих наличников приходится для избежания поломок загрузочной трубы каждый раз отводить аппарат от фасада печи. Эти маневры вызывают лишнюю потерю времени и не позволяют вести непрерывную работу. Для устранения этого недочета загрузочную трубу делают подвижной во всех направлениях. Для этой цели загрузочная труба снабжена тремя шарнирами *r*, *s* и *t*. Шарниры *r* и *s* поз-



Фиг. 113.

воляют перемещать трубу в горизонтальном направлении, шарнир *t* — в вертикальном.

Пружина *u* приводит трубу в исходное положение, как только препятствие обойдено.

Из описания видно, что загрузочный аппарат Дорра может обслужить любую цинковую печь. Благодаря применяемому способу подвешивания загрузочная труба может принять любой наклон и доходить до последнего ряда реторт, который в некоторых случаях находится у самого пола.

Расположение бункера *a*, желоба *n* и задвижки *b* делает излишним необходимость механического питателя. Шихта быстро доставляется в большом количестве и непрерывно.

Применение двух дисков *p* и *q*, вращающихся с большой скоростью и соединенных лопатками *g* способствует тому, что шихта не попадает на стенки барабана *e*, чем устраняется износ последних.

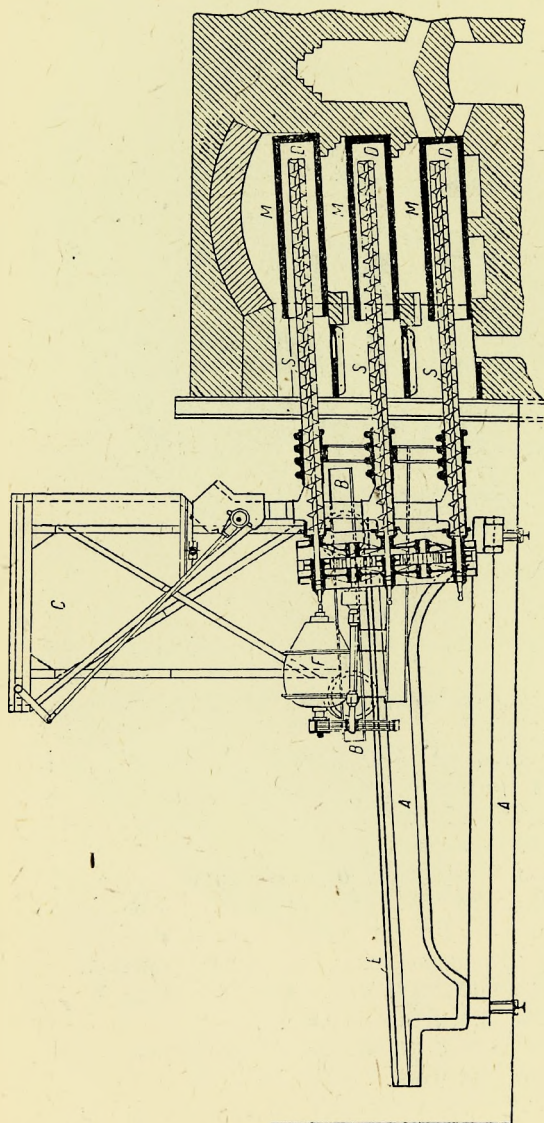
Применением 2 защитных дисков *p* и *q* уменьшается трение, что дает большую экономию в расходе электроэнергии.

Установка Дорр - Делятра успешно применяется на многих заводах. Одна реторта загружается в 12 сек.

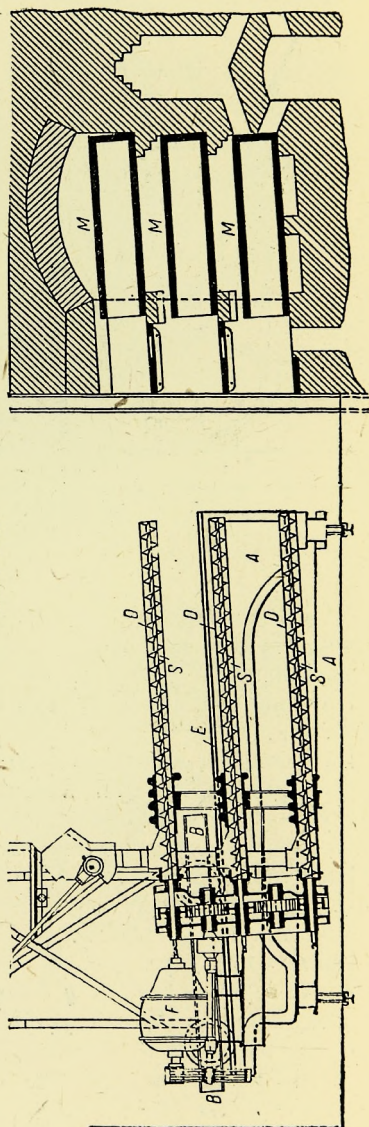


# АППАРАТ ЗЕГЕРА (O. SAEGER) ДЛЯ ЗАГРУЗКИ И ВЫГРУЗКИ РЕТОРТ ЦИНКОВОЙ ПЕЧИ

Загрузочный аппарат. Загрузочный аппарат, предложенный Зегером, показан на фиг. 114 — 115. Аппарат состоит из 4 частей: каретки *A*, поддерживающей каретку *B*; бункера *C* с загружаемой шихтой; загрузочных труб *D*.



Фиг. 114.

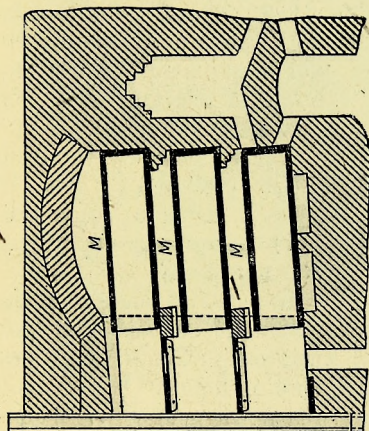


Фиг. 115.

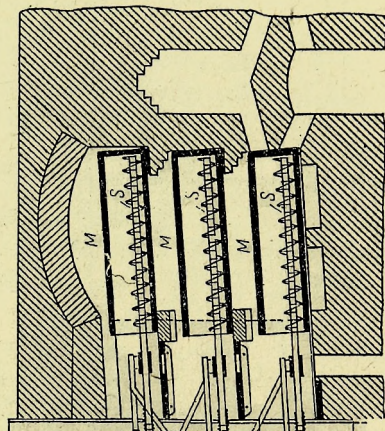
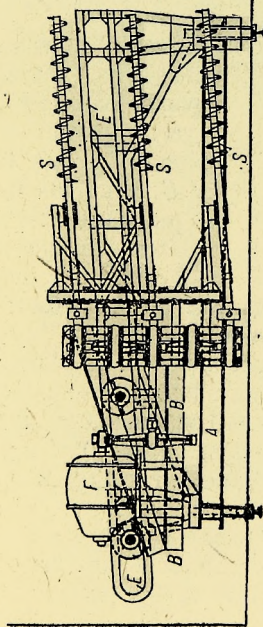
К каретке *A* прикреплена платформа, на которой помещается рабочий, управляющий мотором. Мотор приводит в действие каретки *A*, *B* и шнеки *S*, в трубах *D*, установленных на каретке *B*.

Каретка *B* может двигаться взад вперед по рельсам *E*. Рельсы прокладываются на каретке *A* с наклоном, соответственно наклону реторт в печи.

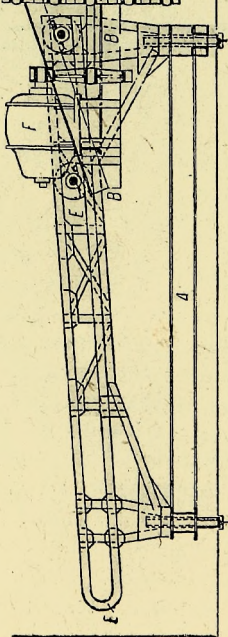
С помощью специального устройства в каждый шнек в единицу времени из бункера *e* поступает одинаковое количество шихты.



Фиг. 116.



Фиг. 117.





Машина подводится к ретортам, и каретка *B* вводит концы труб в реторты. Приводятся в действие шнеки *S* и одновременно трубы постепенно продвигаются до дна реторт (фиг. 114).

Последние заполняются при этом на половину своей высоты. Для окончательной загрузки реторты приводят в обратное движение каретку *B*. Трубы *D* вытягиваются постепенно из реторт и при продолжающейся работе шнеков заканчивают

загрузку реторт.

Очевидно, что число и расположение загрузочных труб могут варьировать в зависимости от системы печи (одно- или многоэтажная).

Аппарат Зегера для разгрузки реторт. Аппарат (фиг. 116—117) состоит из кареток *A* и *B* и шнеков *S*.

Каретка *A* снабжена площадкой, на которой помещается рабочий, управляющий мотором. На площадке уложены рельсы *E* с одинаковым с ретортами наклоном.

По рельсам *E* каретка *B* может передвигаться взад и вперед.

Шнеки, вращаясь в направлении, необходимом для выгрузки раймовки, вводятся в устья реторт и затем постепенно продвигают каретку *B*, пока шнеки не дойдут до дна реторт.

Затем каретке дают обратный ход, пока шнеки не вый-

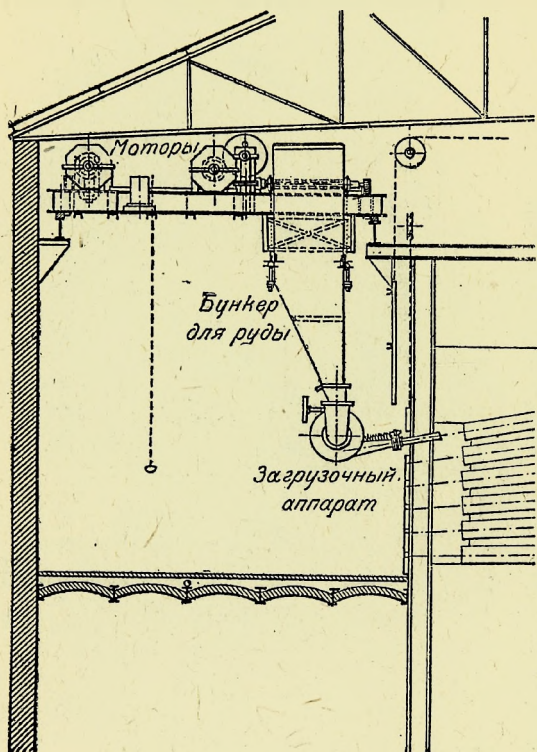
дут совсем из реторт. При обратном ходе шнеки выгребают раймовку, которая могла остаться в реторте при движении шнеков вперед.

Чтобы предупредить быстрое изнашивание шнеков, передние части аппарата охлаждаются водой в перерыве между двумя операциями.

Практические результаты. Примененные для загрузки и выгрузки печи на 240 реторт (по 120 реторт на сторону), аппараты Зегера дали следующие результаты: загрузка 120 реторт одной половины печи потребовала 20 мин., разгрузка — 30 мин.

Загрузка одной реторты длилась таким образом 10 сек., а выгрузка 15 сек.

Аппараты Зегера были испытаны на многих бельгийских заводах. Однако они не нашли широкого применения в промышленности.



Фиг. 118.

## ЗАГРУЗОЧНЫЙ АППАРАТ ГОТТЛИБА (GOTTLIEB)

На фиг. 118 показан способ применения этого аппарата. Шихта из бункера, пройдя через распределитель и ковшик, поступает в загрузочный желоб. Бункер может питать несколько подобных устройств, расположенных рядом.

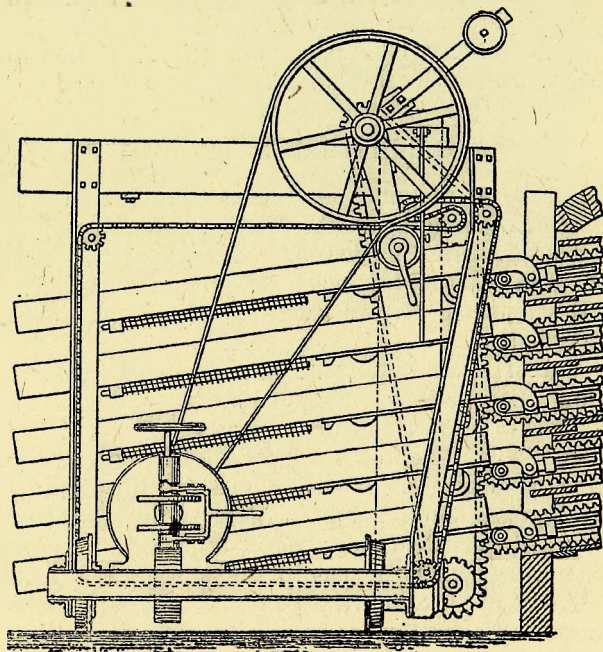
Распределитель состоит из вращающихся барабанов, разбитых на отдельные части. Когда они занимают верхнее положение, в них сыпается шихта из бункера. При нижнем положении они высыплют содержимое через трубу в желоба. Когда последние заполнены, они механически передвигаются вперед, выбрасывая при этом шихту в реторты. Желоба возвращаются после этого в исходное положение. В это время распределитель делает часть оборота и принимает положение, соответствующее загрузке шихты в желоба.

Эта система не была применена на практике.

## СИСТЕМА МЕХАНИЧЕСКОЙ ЗАГРУЗКИ С ОДНОВРЕМЕННЫМ УВЕЛИЧЕНИЕМ ВЕСА ЗАГРУЗКИ РЕТОРТЫ, ПРЕДЛОЖЕННАЯ ТЕДОМ (J. THEDE)

Способ состоит в смешении шихты с цементирующим материалом и формовки брикетов, размеры которых по длине и ширине немного меньше размеров реторт. Загрузка брикетов в реторты производится легко и быстро. Поверхность соприкосновения со стенками реторт сведена до минимума. Эта идея не новая. Она была предложена 40 лет назад Биноном (Binon) и Гранфисом (Grandfils) и повторена впоследствии другими металлургами.

Тед сделал опыты с смесью из 100 частей обожженной цинковой обманки (с 40% Zn, 1,6% Pb, 14,0% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и т. д.), 42 частей восстановителя и 5 частей глины. Смесью смачивалась водой и из нее изготовлялись брикеты требуемых размеров. Через 24 часа брикеты отвердевали и делались достаточно плотными. По мнению автора, присадка к шихте нескольких процентов цинковой пыли или шлаков дает те же результаты, что и це-



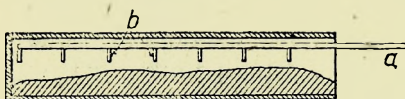
Фиг. 119.



ментирующее вещество. Брикеты вводятся в реторту механизированным путем. При опытах с приведенной выше рудой удалось загрузить в реторту 63 кг руды, в то время как при ручной загрузке в реторте вмещалось лишь 50—51 кг. Тед предлагал шихту прямо из смесителя загружать в реторты, в которых отвердевание, под действием тепла, должно происходить быстрее.

### РАЗГРУЗОЧНЫЙ АППАРАТ СИММОНДСА

Аппарат приведен на фиг. 119. Он состоит из ряда расположенных друг над другом элементов, вводимых механическим путем в реторты при разгрузке. Каждый элемент состоит из бесконечной цепи, двигающейся по роликам. К цепи прикрепляются гребки. Машина смонтирована на каретке, которая по рельсам перемещается вдоль печи. Согласно Ингэллсу аппарат Симмондса находит в настоящее время применение на многих заводах Оклахомы и Колорадо.



Фиг. 120.

Разгрузочный аппарат Фон-Целевского (Von Zelewski) имеет вид гребка, состоящего из ряда планок, прикрепленных к стержню *a* (фиг. 120).

Франц Мегин (Franz Meguin) и Мюллер (W. Müller) взяли патент на разгрузку реторт парами воды.

Для этой же цели Гелльбах (Ernst Gellbach) и Матт (M. Matt) взяли патент на комбинированное применение воды и сжатого воздуха.

### ЗАЩИТНЫЕ УСТРОЙСТВА ДЛЯ РАБОЧИХ

Цинко-дистилляционные печи почти на всех заводах снабжены устройствами, имеющими целью обеспечить быстрое удаление дыма и пыли, которые выделяются из печей, и предохранить рабочих от жара при весьма тяжелой работе выгрузки и загрузки реторт.

При описании печи Валентэн Кок была приведена система для отсасывания дыма.

Аналогичная установка находится на заводе Оверпельт (Overpelt, Limbourg, Бельгия), на котором фасады печей (печи газовые, регенеративные) снабжены вертикальными трубами высотой в 8,5 м и 0,50 м в диаметре.

Иногда к стропилам подвешиваются щиты из листового железа по обе стороны печи до верхнего ее уровня. Щиты так расположены, что выделяемые газы, когда аллонжи надеты на конденсаторы, отсасываются между ними. Щиты сходятся наверху и образуют с крышей трубу, в которой благодаря выделяемому печью теплу создается сильная тяга.

Чтобы предохранить рабочих от действия жара печей, перед последними устанавливаются щиты из листового железа. Щиты передвигаются во время работы таким образом, что ряды реторт, которые рабочие в данный момент не обслуживают, закрыты.

Щит Дорр-Делятра. Интересное устройство было предложено Дорр-Делятром. На фиг. 121—123 показано применение этого устройства на газовой регенеративной печи системы того же изобретателя.

Щит Дорр-Делятра позволяет:

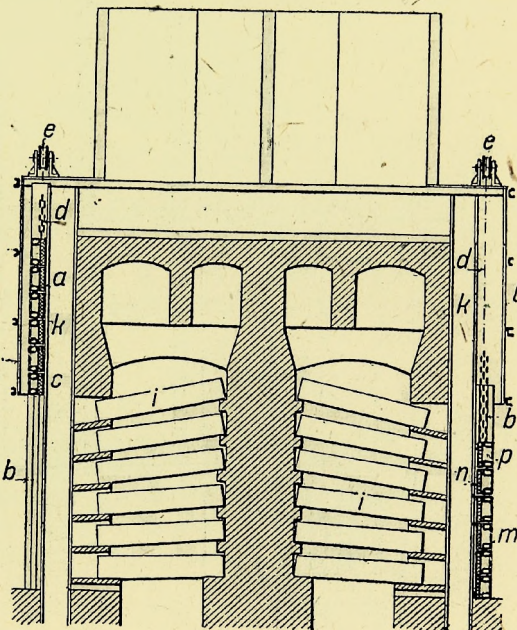
1) Держать открытым лишь один ряд реторт, на котором производится работа, и полностью отделяет рабочего от других рядов.

2) Иметь отверстие на любой высоте и быстро перемещать это отверстие по рядам реторт. Получается нечто в роде передвижного отверстия.

В обоих случаях рабочий полностью защищен от жара, дыма и пыли, которые выделяются из ряда открытых реторт. Он также защищен от дыма и пыли, которые выделяются из ряда закрытых реторт. Влияние жара, выделяемого из ряда закрытых реторт, этим устройством значительно ослабляется.

Аппарат состоит из подвижного экрана, составленного из отдельных щитков *a*. (В описываемом примере их имеется шесть.)

Щитки составлены из трех слоев листового железа *т*. Между первым и вторым листом *т* помещается толстый слой асбеста. Между вторым и третьим листом оставляется воздушный прослой *р*. Третий лист снабжен рядом отверстий. Слой воздуха и асбеста делают щитки *a* практически непроницаемыми для тепла. Опыты показали, что т-ра наружной поверхности щитков, подверженных действию сильного жара от печей, мало разнилась от температуры окружающего воздуха.



Фиг. 121.

Концы *d* щитков *a* скользят по вертикальным желобам *b*, составленным из U-образных балок, соединенных железным листом.

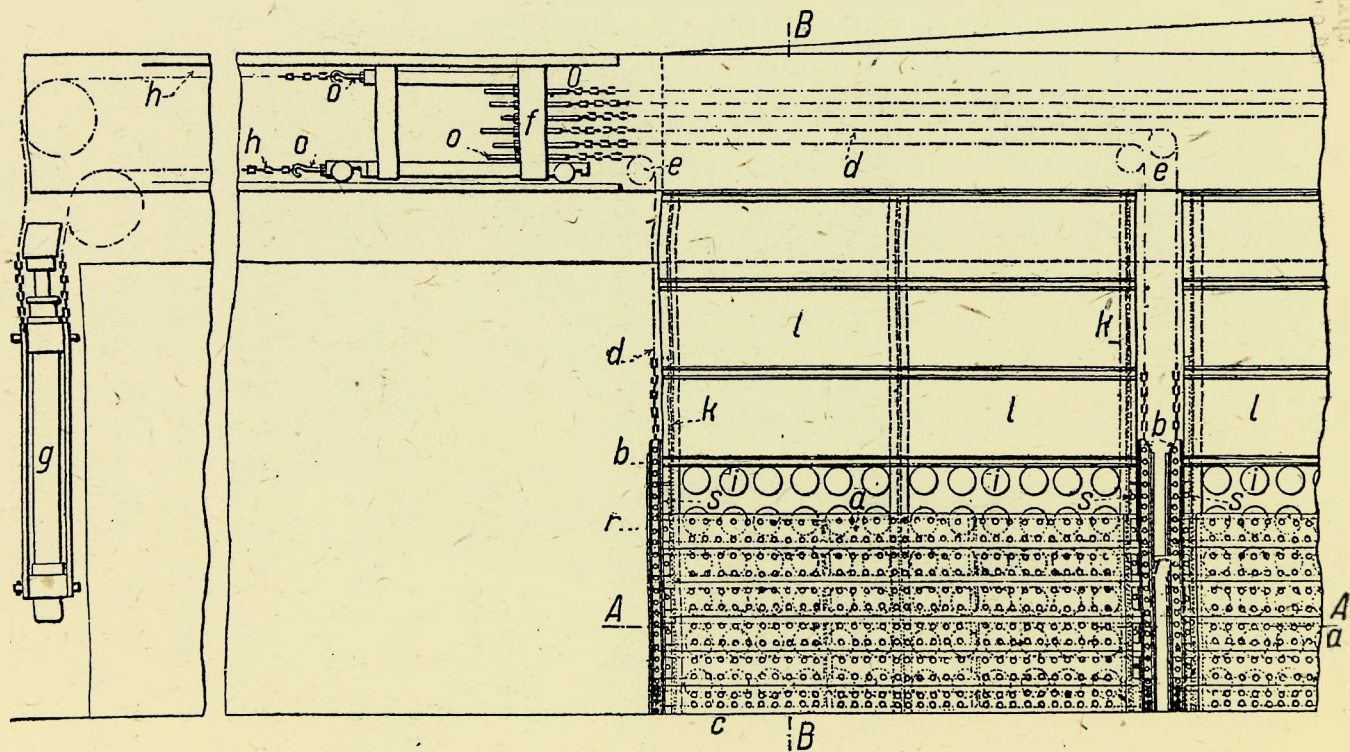
Нижний щиток *c* соединен с кулисами *b* и служит поддержкой для выше расположенных щитков, концы которых могут скользить в кулисах *b*.

Цепи *d*, перекинутые через блоки *e*, прикреплены с одной стороны к кулисам, а с другой стороны к каретке *f*. Последняя посредством двух цепей *h* связана с гидравлическим прессом *g*. Перемещение гидравлического пресса *g* вызывает соответствующее перемещение каретки *f* в том или ином направлении. Экран, состоящий из щитков *a* и *c*, при этом поднимается или опускается.

Цепи *d* и *h* прикреплены к каретке *f* болтами с нарезкой *o*, что позволяет регулировать натяжение цепей.

Каретка и тяги, снабженные винтовой нарезкой, позволяют пользоваться одним прессом *g* для приведения в движение целого ряда экранов. Благодаря такой регулировке имеется возможность всегда держать соседние щиты по одной горизонтальной линии.





Над подвижным экраном находится неподвижный экран  $l$ , за который подвижный экран может заходить полностью. Внутренние поверхности этих экранов, подвижного и неподвижного, образуют, когда первый опущен вниз, канал, который соединяется с специальной отсасывающей установкой.

По этому каналу дым и пыль поднимаются или спускаются, смотря по тому, делается ли отсос сверху или внизу печи.

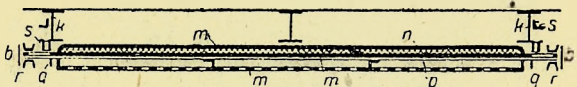
Сильный ток воздуха, получаемый при этом, смягчает действие жара, выделяемого ретортами в той части печи, которая остается открытой для работы.

Раздвижка щитков осуществляется с помощью стальных шпонок, которые вставляются в дыры  $r$ , устроенные в кулиссах и в концах  $q$  щитков  $a$ , или в дыры  $s$ , которые имеются в щитках и арматуре печи  $K$ .

Оперирование экраном сводится к следующему:

*1-й случай.* Выгрузка раймовки из верхнего ряда реторт. Опускают подвижной экран до рабочей площадки. Расстояние между верхним краем последнего щитка  $a$  и нижним краем неподвижного экрана  $l$  подсчитано таким образом, чтобы оно было равно или немного превышало высоту одного ряда реторт.

При таком положении верхний ряд реторт полностью открыт, остальные ряды закрыты щитками подвижного экрана. Рабочий защищен от действия



Фиг. 123.

жара, дыма и пыли, выделяемых нижними рядами реторт. Дым и пыль не могут вырываться через щель между подвижным и неподвижным экраном вследствие сильной тяги при отсасывании. Благодаря последнему обстоятельству, дым и пыль, выделяемые рядом открытых реторт, увлекаются и не мешают работе. В то же время, благодаря току воздуха, действие жара, выделяемого этим рядом реторт, значительно ослабляется.

*2-й случай.* Выгрузка раймовки производится в каком-либо среднем ряду реторт. Подвижной экран с положения 1 с помощью гидравлического пресса, опущенного до рабочей площадки, поднимается на высоту одного ряда реторт. Щитки  $a$ , которые находятся над требуемым отверстием, прикрепляются к арматуре печи с помощью шпонок, вставляемых в дыры  $S$ . Затем снова опускают экран.

Щиток  $a$ , прикрепленный к отверстиям  $k$  шпонками, не может опуститься, задерживая расположенные над ним щитки.

Вертикальные кулисы  $b$  увлекают в своем падении остальные щитки, которые покоятся на нижнем щитке  $c$ , скользя вдоль неподвижных щитков.

В тот момент, когда нижний щиток  $c$  доходит до рабочей площадки, открытое расстояние между щитком, прикрепленным к арматуре  $K$ , и щитком, который находится непосредственно под ним, равно высоте, на которую был вначале поднят экран, т. е. высоте одного ряда реторт.

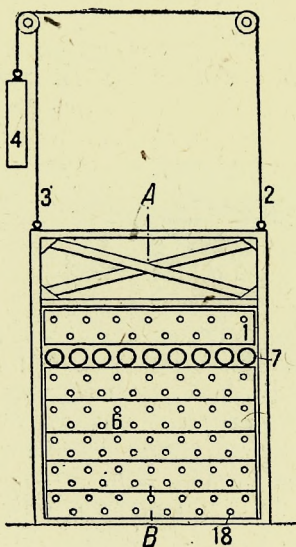
Как и в предыдущем случае и по тем же соображениям, рабочий хорошо защищен как от жара, так и от дыма и пыли, выделяемых ретортами открытого и закрытых рядов.

*3-й случай.* Выгрузка раймовки производится из нижнего ряда реторт: достаточно поднять весь экран на требуемую высоту.

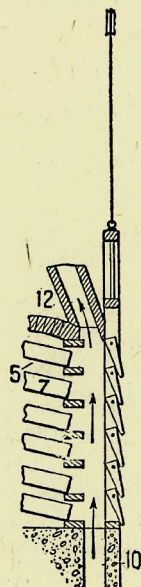


4-й случай. Если желательно получить вместо неподвижных отверстий, как это имеет место в предыдущих трех случаях, отверстие, которое могло бы перемещаться в вертикальном направлении, поступают следующим образом: способом, указанным во втором случае, получают отверстие на любой высоте печи. Под неподвижный щиток в дыры *r* и в вертикальные кулисы *b* втыкаются шпильки и вытаскивают шпильки, прикрепленные к арматуре печи К.

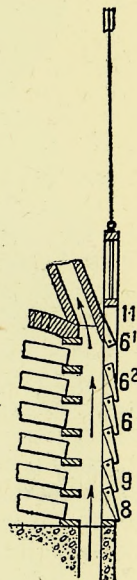
Если привести в движение гидравлический пресс *g*, весь экран, сообразно движению пресса, поднимется или опустится. Расстояние между двумя соответствующими щитками остается при этом неизменным.



Фиг. 124.



Фиг. 125.



Фиг. 126.

Это отверстие может, следовательно, перемещаться в вертикальном направлении по фасаду печи. Маневрируя прессом *g*, можно отверстия установить в любом месте.

Когда работа перед печью не производится, подвижный экран поднимается полностью, заходя целиком под неподвижный экран.

Из предыдущего видно, что этот аппарат в комбинации с эксгаустером, регулируемым по желанию и создающим ток воздуха либо вверх, либо вниз печи, в зависимости от требований при работе, позволяет работать с любым рядом реторт. Рабочие не подвергаются при этом действию жара, дыма и пыли, выделяемых ретортами.

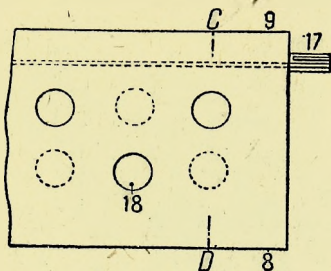
Кроме того, рабочий может опирать инструменты о верхний край щитка подвижного экрана, который находится под рядом открытых реторт, что значительно облегчает работу.

Экраны, передвигаемые по горизонтальной оси. Экран состоит из ряда щитков, расположенных друг над другом и

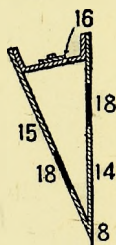
вращающихся вокруг горизонтальной оси. На фиг. 124 показан экран, расположенный перед печью. На фиг. 125 дан разрез по  $AB$ . На фиг. 126 также дан разрез по  $AB$ , при котором щитки занимают положение другое, чем на фиг. 125. На фиг. 127 показан щиток спереди. На фиг. 128 — разрез щитка по  $CD$ .

Рама 1 подвешена на тросе 2 — 3 с контргрузом 4. К стойкам рамы прикреплены щитки 6 таким образом, что они могут вращаться вокруг горизонтальной оси. Ширина щитка соответствует высоте ряда реторт. Когда все щитки опущены (фиг. 125), нижние края 9 каждого щитка покоятся на верхнем крае щитка, расположенного непосредственно под ним.

Нижний щиток опирается на цоколь печи 10. В таком положении весь фасад печи закрыт.



Фиг. 127.



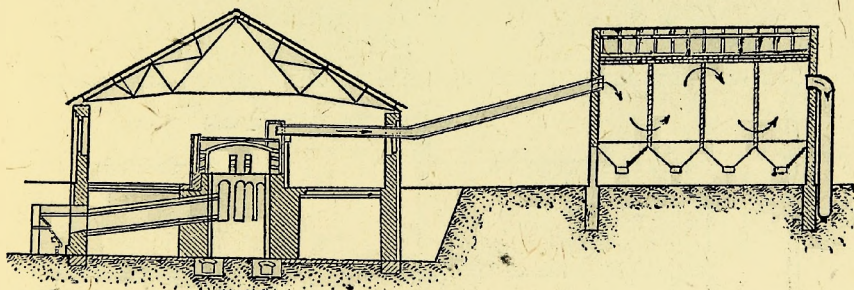
Фиг. 128.

Когда верхний щиток 6<sup>1</sup> поднят таким образом, что он опирается в отсасывающий канал 11, верхний ряд реторт открыт. Если поднять щиток 6<sup>2</sup> к щитку 6<sup>1</sup>, делается доступным следующий ряд реторт, и т. д.

Щитки удерживаются в требуемом положении с помощью шпилек, которые вставляются в раму 1. Дым и пыль отсасываются по каналу 12.

Подняв раму и, следовательно, все щитки, можно открыть весь фасад печи.

Щиток состоит из двух листов, спаянных внизу в точке 8 (фиг. 128) и соединенных наверху листом 16. К последним прикреплены пипы 17, во-



Фиг. 129.

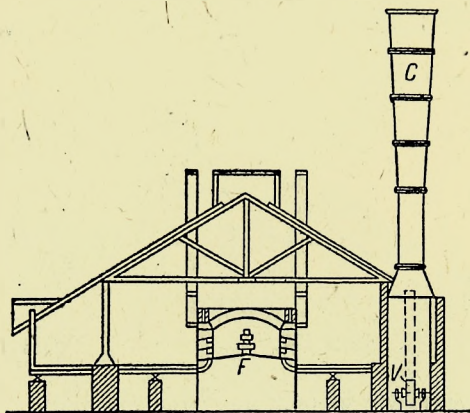
круг которых вращаются щитки. Листы снабжены дырами в шахматном порядке. Этим достигается циркуляция воздуха в пространстве между ними. Их можно таким образом охладить, не открывая печи.

Устройство Нонна для удаления и фильтрации дыма от цинковой трехрядной печи. Это устройство, примененное на силезских печах, показано на фиг. 129. Отсос дыма от печей производится с помощью вентилятора, в который инжeksiруется вода, что способствует хорошему осаждению пыли. Перед тем как попасть в вентилятор, газовый поток проходит через газоход, соединяющий верх печи с

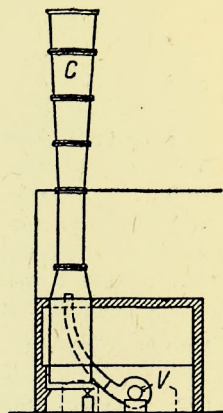


большой камерой с перегородками. Под камеры имеет ряд бункеров, в которых осажается большая часть пыли.

Труба Пре (Louis Pr t) для отсасывания с помощью вентилятора. Механическое отсасывание Пре с успехом при-



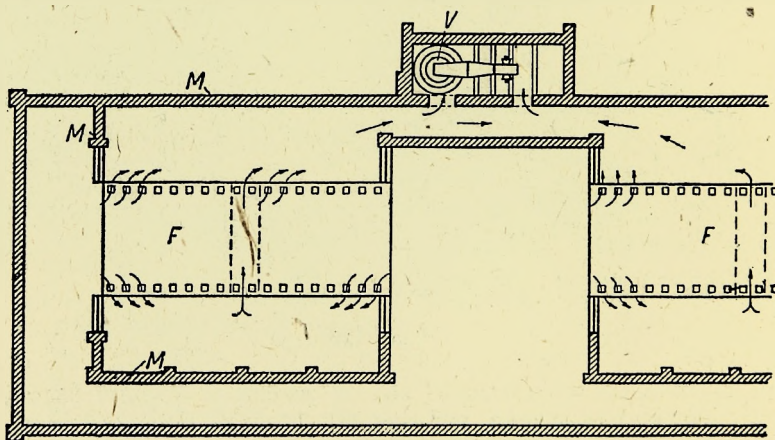
Фиг. 130.



Фиг. 131.

менено на многих бельгийских заводах, работающих на трехрядных печах. Установка состоит из вентилятора на  $50 \text{ м}^3$  воздуха в минуту.

Газсходом вентилятор соединен с трубой в  $20 \text{ м}$  высотой. Труба кончается сверху раструбом, диаметр которого равен  $2,50 \text{ м}$ .

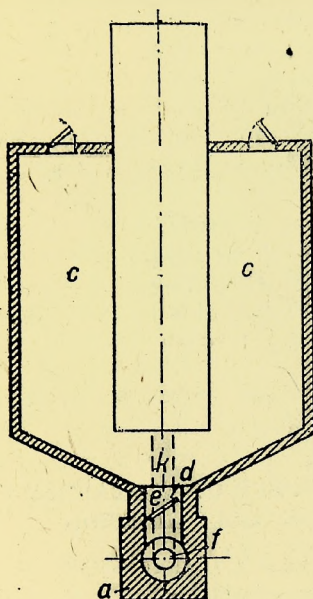


Фиг. 132.

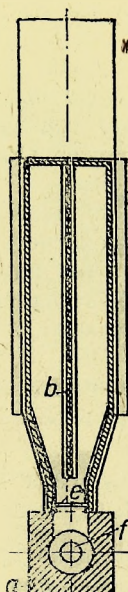
Как видно из фиг. 130 — 132, вентилятор  $V$  установлен внизу печи. Последняя закрыта дверями и стенкой  $M$ . Пары, выходящие из реторт печи  $F$  при выгрузке раймовки, отсасываются через отверстия для проваливания вниз раймовки. Газы проходят подвал и выходят через трубу  $C$ .

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕПЛА, ИЗЛУЧАЕМОГО ПЕЧЬЮ. Дорр-Делятр использовал для вентиляции цеха и отсоса паров во время выгрузки раймовки тепло, излучаемое печью.

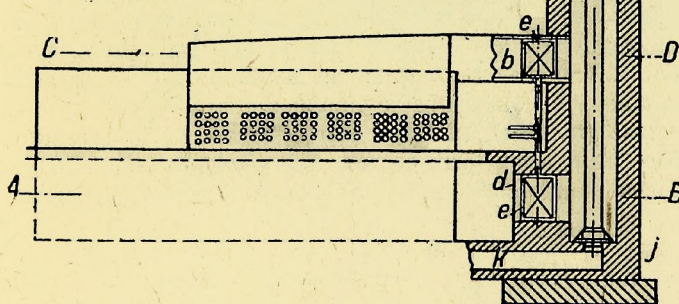
Установка, приведенная на фиг. 133 — 135, состоит из следующих частей:



Фиг. 133.



Фиг. 134.



Фиг. 135.

1) из каменной трубы *a*, соединенной с верхней частью печи боровом *b* и с камерой *c*, в которую через отверстие *d* сбрасывается раймовка при выгрузке ее из реторт. Труба *a* служит для удаления дыма и пыли, которые выделяются из печи во время различных операций.

Боров *b* и отверстие *d* снабжены заслонками *e* для возможности регулирования засоса в обоих направлениях.

2) Из железной трубы *f* с меньшим сечением, чем каменная труба, подвешенной на поперечине *h* внутри последней. Труба *f*, которая служит для



удаления продуктов горения печи, может свободно расширяться у нижнего конца, который вставляется в чугунное кольцо, закрепленное в нижней части кладки. Труба соединяется с печью каналом *k*. Железная труба доходит до  $\frac{2}{3}$  высоты трубы *a*, так что ее верхушка находится ниже устья трубы *a* на одну треть высоты последней.

Продукты горения, которые выходят из печи при  $t$ -ре в  $300^{\circ}$ , проходят по борозу *b* в железную трубу *f*. Прохождение нагретых газов по железной трубе *f* создает в каменной трубе сильную тягу по двум причинам:

*A.* Воздух, который заключен в кольцеобразном пространстве между двумя трубами, нагревается горячими газами, циркулирующими по трубе *f*. Этот нагретый воздух вызывает его подъем кверху, создавая тягу в каменной трубе *a*.

*B.* Железная труба играет также роль усилителя тяги. Газы, выходящие из трубы *f* с определенной скоростью, увлекают воздух, который находится в каменной трубе, действуя как инжектор, помещенный внутри трубы.

Заслонки *e* позволяют производить отсос при этой системе сверху и снизу печи, в зависимости от требования при работе. Заслонками регулируется также тяга.

Описанное устройство может создать в любое время, без расхода энергии, достаточную тягу, регулируемую по желанию.

#### УДАЛЕНИЕ ПЫЛИ ПРИ ВЫГРУЗКЕ РАЙМОВКИ ОТСАСЫВАНИЕМ НА ЗАВОДЕ УТЕМАНН (UTHEMANN) (ВЕРХНЯЯ СИЛЕЗИЯ)

Описание этой установки дано Герольдом (O. Gerold). Установка предназначена для удаления дыма при выгрузке раймовки с помощью выгрузочной машины.

Над передней частью печей помещается отсасывающая труба, действие которой регулируется непосредственно от разгрузочной машины.

Отсос производится последовательно в различных местах печи в соответствии с работой машины. Засасываемая пыль по горизонтальным трубам отводится в камеру с мокрым пылеулавливанием.

Жидкая грязь (шламм), которая там собирается, направляется в осветительные бассейны, в которых оседают цинк-содержащие продукты. Осветленная вода возвращается в процесс. Очищенные газы удаляются по общей трубе.

Удаление пыли, которая собирается в цинковых цехах. Интересно отметить устройство для удаления пыли, которая осаждается в разных местах цеха при операции загрузки и выгрузки и в течение всего процесса восстановления руды.

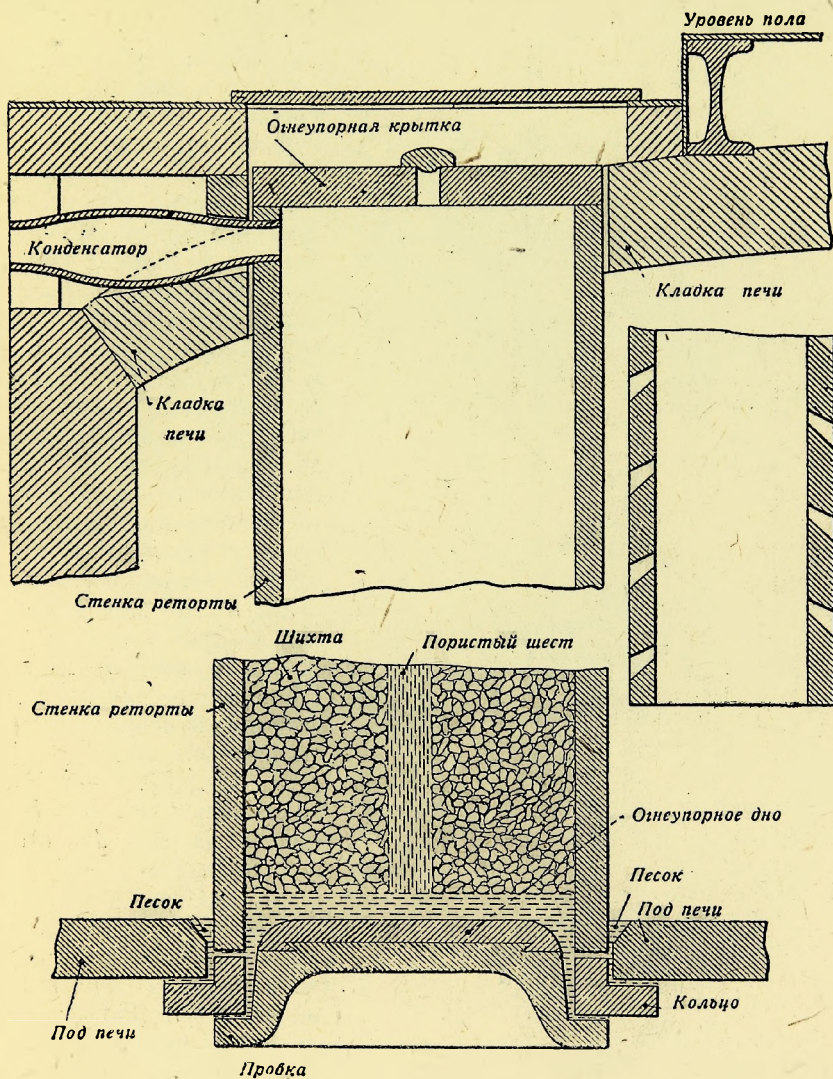
Это устройство нашло применение на заводе Гуго, Антониенхютте (Hugo, Antonienhütte) (Верхняя Силезия).

До этого работа по очистке цеха от пыли производилась вручную.

#### ВОССТАНОВЛЕНИЕ РУД В ВЕРТИКАЛЬНЫХ РЕТОРТАХ

Опыты по восстановлению руд в вертикальных ретортах имели целью сделать работу непрерывной и уменьшить коррозию реторт образующимися шлаками. Эти изыскания до настоящего времени не дали практически

удовлетворительных результатов. Большие трудности представляет непрерывная выгрузка раймовки. Ниже приведен обзор исследований по этому вопросу за последние годы, опубликованных при описании патентов.



Фиг. 136.

В 1910 — 1912 гг. Юрецка произвел ряд опытов на заводе в Штольберге, которым он управлял.

Реторты располагались вертикально в газовой рекуперативной печи. Конденсатор устанавливался у отверстия в реторте (фиг. 136). Реторты закрывались сверху крышкой из огнеупорной глины. В середине крышки



имелось отверстие, через которое пропускался железный лом для подтапливания шихты. Опыты показали, что цинк конденсировался в нижней части реторты и что восстановление было неполное из-за недостаточно

высокой температуры. Этот недостаток устранялся тем, что верхняя часть нижней пробки, сделанная из огнеупорного материала, вставлялась в реторту до уровня пода печи.

По способу Юреца процесс идет периодически. Раймовка выгружается снизу по окончании восстановительного процесса в реторте. Загрузка производится с помощью бункера,двигающегося по рельсам над ретортами, расположенными в 2 ряда. Для облегчения выделения паров цинка по оси реторты вставляется при загрузке деревянный шест, который, обугливаясь, создает пористый путь для цинковых паров.

После опытов Юреца, Ройцгейм и Реми взяли ряд патентов на непрерывную дестилляцию.

На фиг. 137: *a* — реторта, поставленная на опору *b*, *c* — гребок на оси *d*, которая может вращаться и опускаться одновременно.

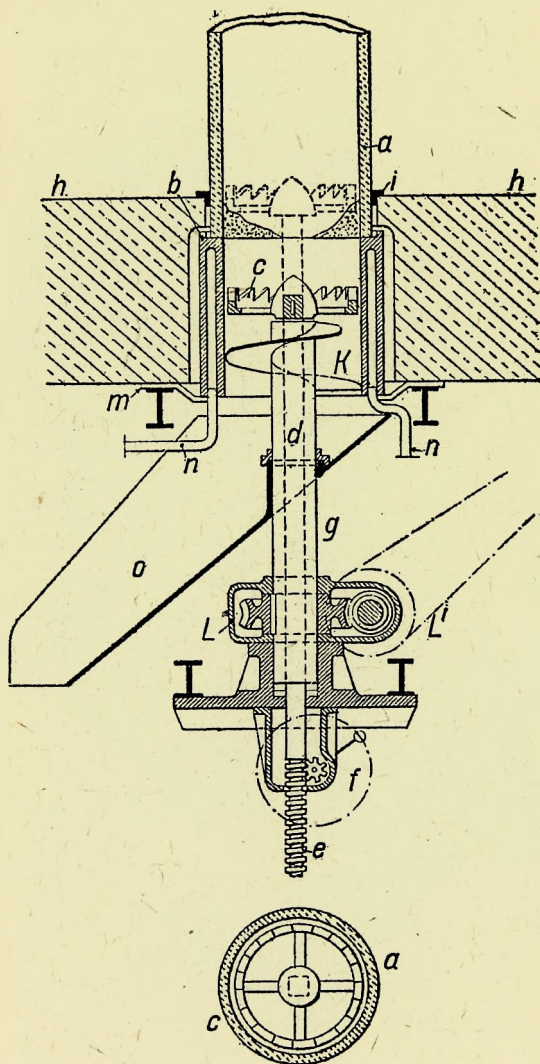
Опора *b* имеет приспособление для охлаждения водой, состоящее из камеры *m* и водопроводов *n*. Раймовка выгружается по жолобу *o*.

Реторта нагревается до уровня *hh*. Ниже этого уровня т-ра снижается. Спекающаяся при этой температуре

раймовка разбивается гребком *c*. Раймовка выгружается одновременно с загрузкой свежей шихты.

Конденсаторы *d*, приставленные под прямым углом к стенке реторты, помещаются в нишах в стенках печи (фиг. 138).

Шихта подогревается в специальных сосудах из огнеупорного материала,



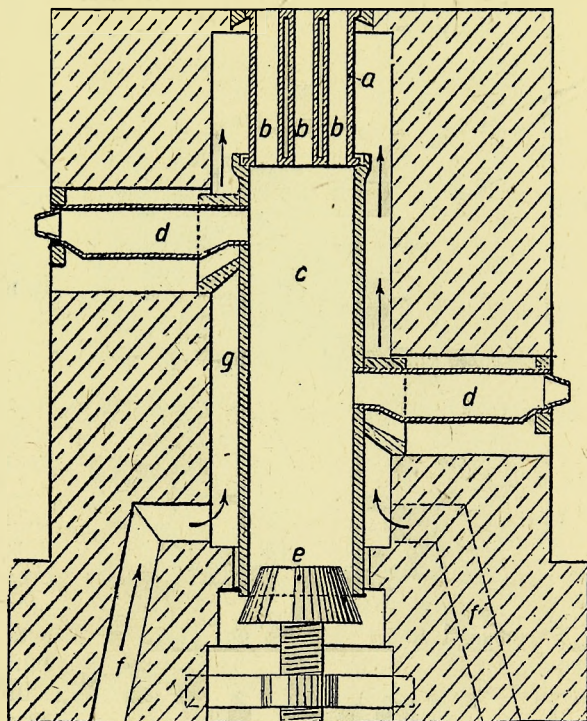
Фиг. 137.

поставленных над каждой ретортой. Сосуды состоят из нескольких каналов *b*, открытых с обеих сторон (фиг. 138 — 142). Шихта, перед тем как попасть в реторту *c*, освобождается от паров воды, углекислоты и прочих газов, препятствующих сжиганию паров цинка в конденсаторах.

Газы для обогрева реторты поступают по каналам *f* в кольцеобразное пространство *g* и удаляются через отверстия в верхней части печи.

Для уменьшения сопротивления при прохождении газов и паров через шихту в реторте помещаются специальные приспособления из огнеупорного материала (ф. 143 — 145).

На этих фиг.: *a* — реторта; *b* — стенка, составленная из отдельных частей с таким образом, что получаются промежутки, по которым пары цинка переходят в конденсатор *d*; *f* — руда; *g* — плита, закрывающая нижнее отверстие реторты; *h* — печь.



Фиг. 138.

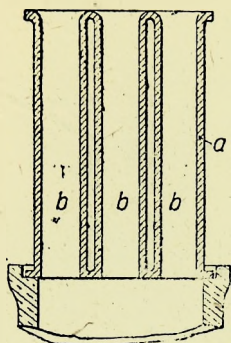
Для избежания выделения паров цинка при выгрузке раймовки можно пользоваться приспособлением, показанным на фиг. 146. Оно состоит из приемника *b* с пустотелыми стенками, по которым циркулирует вода; *d* — подвод воды; *f* — отвод. Раймовку охлаждают до той степени, чтобы предупредить всякое окисление при выгрузке. Приемник — *b*, который делается из железа или меди, является как бы продолжением реторты. Снизу он закрывается раймовкой, которая собирается на плите *c*, передвигаемой с помощью винта *i*.

В статье за 1916 г. имеется описание рекуперативной печи с 40 вертикальными ретортами, по 20 реторт в ряд. Между двумя рядами реторт помещается стена, снабженная отверстиями для прохождения горючих газов. Горелки расположены под конденсаторами. Они расположены сбоку реторт и тем самым предохраняются от засорения раймовкой. Конденсаторы снабжены отверстием в нижней части, которое открывается один раз в сутки при выгребе. Цинк выгребается в подвижной ковш, подставляемый под конденсаторы. Смена реторт производится с помощью электрического крана.

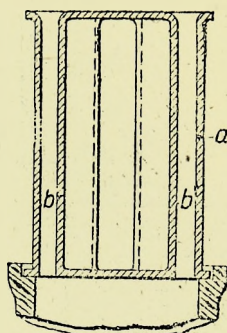
Эта установка, очевидно, еще не проверена на практике. В 1917 г. Гоф



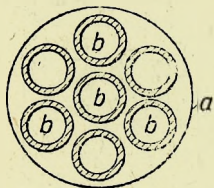
(W. Hof), Шефер (I. Schäfer) и Томас (F. Thomas) взяли патент, по которому шихта в виде брикетов вводится в реторты так, что брикеты не соприкасаются со стенками последней. Получается свободное пространство, по которому легко выделяются пары цинка, кроме того, избегается коррозия стенок реторты.



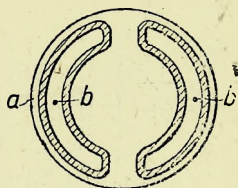
Фиг. 139.



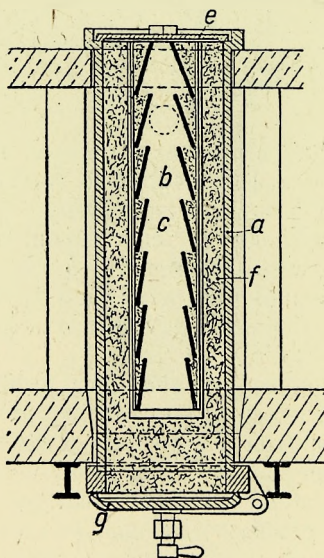
Фиг. 140.



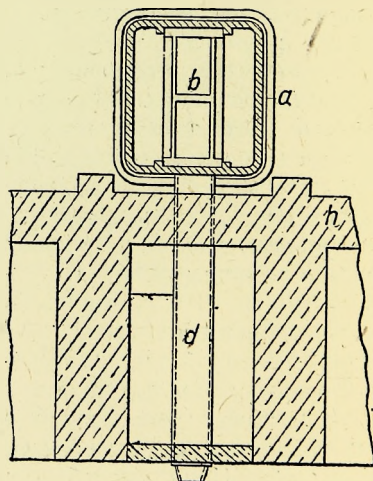
Фиг. 141.



Фиг. 142.



Фиг. 143.



Фиг. 144.

Вопрос о восстановлении цинковых руд в вертикальных ретортах был недавно снова поднят Фихтлем (F. Fiehl, Cherryvale, Kansas). Этот изобретатель предложил печь, которую можно обогревать естественным или генераторным газом или с помощью пылевидного топлива. Внутри печи расположены в 2 параллельных ряда реторты высотой в 1,75 м. Реторты при процессе восстановления закрываются крышкой. На некотором расстоянии от верхнего края сбоку реторты ставятся конденсаторы, в которых конденсируется жидкий цинк. Внизу реторты заканчиваются охлаждающей камерой в 20—25 см высотой, в

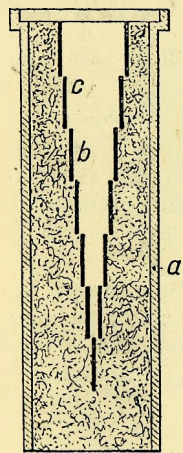
стенках которой циркулирует вода. Камера снизу закрывается конической

створкой, которую можно открывать и закрывать по желанию с помощью особого механизма, приводимого в движение сверху. Под печью имеется пустое пространство для вагонеток, в которых отвозится раймовка. При задувке загружают слой раймовки в охлаждающую камеру. На этот слой загружают шихту, состоящую из смеси руды и восстановителя.

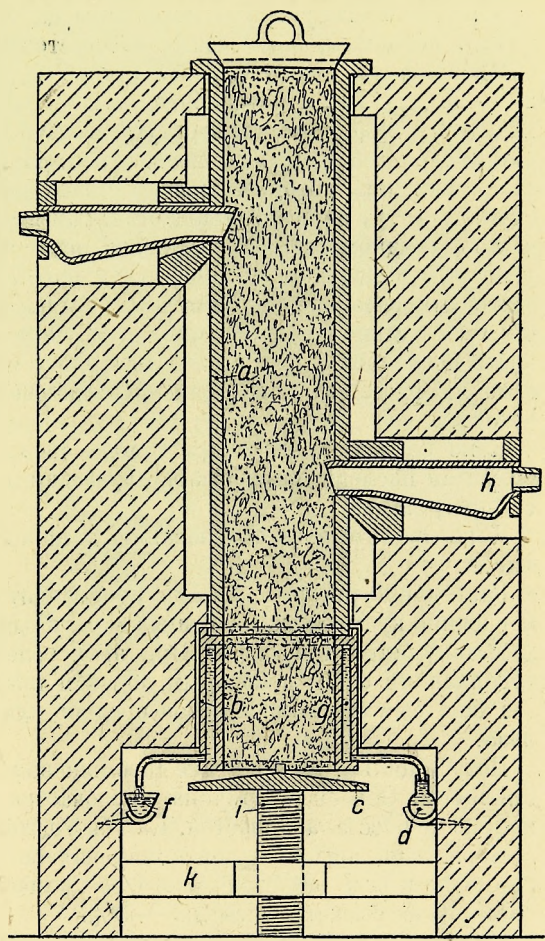
Печь нагревается до температуры восстановления. Цинк собирается в конденсаторах, откуда его выгребают обыкновенным способом.

Шлаки выгружаются через коническую створку, которая закрывает дно охлаждающей камеры.

В общем, установка этого изобретателя почти не отличается от ранее рассмотренных патентов, кроме охлаждающей камеры под ретортой, в которую загружают холодную раймовку, т. е. инертный материал. Фихтль построил на заводе Эдгар Цинк К<sup>о</sup> в Cherbourg опытную печь на 4 реторты. По сообщению автора, полученные экономические ре-



Фиг. 145.



Фиг. 146.

зультаты более удовлетворительны, чем при работе с горизонтальными ретортами. По опубликованному материалу нет возможности сказать, представляет ли установка Фихтля некоторый прогресс по сравнению с ранее предложенными.

Практическое разрешение вопроса дистилляции цинка в вертикальных ретортах представляет большой интерес.



Непрерывность работы, экономия реторт, значительное упрощение процесса представляют те преимущества, о значении которых говорить не приходится.

## РЕЗУЛЬТАТЫ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЦИНКОВЫХ РУД. ПРИЧИНЫ ПОТЕРЬ ЦИНКА

Топливо и огнеупорные материалы на реторты, муфеля и конденсаторы входят основными элементами в себестоимость цинка.

Продолжительность службы реторт и муфелей составляет, в среднем, 20 — 25 дней. При переработке легко восстанавливаемых руд, когда нет необходимости поднимать температуру выше  $1350^{\circ}$ , продолжительность службы реторт может значительно повыситься. Напротив, при переработке шихт, восстановление которых требует очень высокой температуры, число дней службы реторт сильно сокращается. Раймовка в последнем случае получается часто в жидком состоянии и легко реагирует с массой реторт. При таких условиях износ реторт происходит очень быстро. Проске (O. Proske) в статье относительно действия шлаков и паров на реторты отмечает тот факт, что присутствие кокса в составе ретортной массы не только уменьшает плавкость последней и количество абсорбируемой окиси цинка, но увеличивает в то же время сопротивление разъедающему действию шлаков на стенки реторт.

Кокс должен применяться в виде мелких зерен, дабы, при возможном сгорании последних, избежать образования пустот, облегчающих коррозию стенок реторт.

Кокс препятствует образованию цинковых шпинелей за счет ретортной массы.

Разъедание реторт шлаками происходит тем незначительнее, чем богаче последние кремнеземом и глиноземом, иными словами, чем ближе их состав к составу ретортной массы. При этих условиях образуется поверхностный тугоплавкий слой, некоторым образом предохраняющий стенки реторт.

Ранее уже отмечалось особо вредное влияние силикатов и сульфида железа.

Потери цинка, на практике довольно значительные, происходят по многим причинам. Основная причина заключается в том, что цинк из шихты полностью не восстанавливается. Как бы тщательно ни проводился обжиг руды, составлялась шихта и контролировалась цинко-дистилляционная печь, в раймовке всегда остается некоторое количество цинка. Содержание последнего редко бывает менее 2,5 — 3%.

При трудно восстанавливаемой шихте или при плохо налаженной работе цинковой печи процент цинка в раймовке бывает значительно выше. Цинк частично находится в раймовке в виде сульфида, который либо имелся в обожженном материале, либо получился при реакциях восстановления.

Остальной цинк может остаться в виде силикатов, не восстановившихся окислов, покрытых шлаком частиц руды и т. д.

Так как раймовки получается, примерно, 50% от веса шихты, очевидно, что абсолютные потери вследствие неполного восстановления руды могут быть довольно значительны.

Возьмем завод с производительностью в 15 000 т цинка в год. Если

допустим, что вес раймовки равен весу полученного цинка (что немного ниже получаемого в действительности) и что содержание цинка в ней равно 3%, то количество цинка, которое содержится в 15 000 т раймовки, составит  $30 \times 15\,000 = 450\,000$  кг.

Из остальных потерь необходимо отметить абсорбцию некоторого количества окиси цинка ретортной массой, с образованием силикатов и алюминатов цинка.

Анализы выпедших из строя реторт обнаружили в них 7 — 8% цинка.

Условия абсорбции  $ZnO$  глиной изучены Проске. Длительность соприкосновения и температура играют в этом вопросе большую роль. Окись цинка легче реагирует с глиноземом, чем с кремнеземом. Абсорбция окиси цинка ретортной массой тем более, чем более основность последней.

В начале работы реторты пары цинка проникают через стенки и теряются в трубу. Эта потеря, ослабляемая глазурированием реторт, еще более уменьшается, когда реторта покрывается изнутри слоем шлака.

Мюльхейзер отметил благоприятное влияние стекловидного покрытия, которое образуется в цинковой печи на наружных стенках реторт. Покрытие является результатом реакции между глиной и железистой пылью, увлекаемой генераторными или топочными газами. Это покрытие делает реторты особо газо непроницаемыми.

Автор, в качестве примера, приводит состав пыли, поступающей в печь у выхода из газогенератора, и состав пыли при выходе из печи.

Состав пыли при выходе из:		
	генератора	печи
$SiO_2$ . . . . .	11,09	• 13,10
$Al_2O_3$ . . . . .	3,01	4,66
$Fe_2O_3$ . . . . .	5,16	7,44
$CaO$ . . . . .	0,46	0,24
$MgO$ . . . . .	0,06	0,02
$K_2O + NaO$ . . . . .	0,78	1,00
$ZnO$ . . . . .	—	30,04
$Pb$ . . . . .	—	0,78

Часть цинка поглощается стенками конденсаторов и глиной, которой последние примазываются к ретортам.

К этим потерям, которые можно считать регулярными, необходимо прибавить потери в виде паров при открывании реторт во время выгрузки раймовки и потери тех паров, которые в течение всего процесса выходят из конденсаторов, не конденсируясь в них. Случайные потери вследствие образования дыр и трещин в ретортах и неплотностей в соединении конденсаторов с ретортами, хотя и неизбежные, могут быть сведены до минимума более тщательным изготовлением реторт и наблюдением за работой и ходом печи.

В итоге, даже при наиболее благоприятных условиях, редко потери цинка спускаются ниже 8 — 9% от количества цинка, содержащегося в руде.

На заводах, где материалы и работа не высокого качества, эти потери на много превышают этот процент.



## СПОСОБ ИСЧИСЛЕНИЯ ПОТЕРЬ ЦИНКА

Имеется два способа исчисления потерь:

1. Потери выражены в процентах от всего цинка, содержащегося в перерабатываемой руде. К выходу, кроме цинка в чушках, причисляется также цинк, собираемый в виде пуссыры.

2. Потери выражены в единицах.

Приводимый ниже численный пример разъясняет оба способа исчисления.

Имеем шихту из 10 000 кг руды с 45% цинка. Общее содержание цинка составляет 4 500 кг.

Примем выход в 4 050 кг. Неизвлеченного цинка остается 450 кг.

Определяем потери в процентах от всего количества: 4 500 кг составляют 100%; 450 кг составляют  $x$ .

$$x = \frac{450 \cdot 100}{4\,500} = 10\%.$$

Потери в процентах составляют 10% от всего количества.

Чтобы выразить эту потерю в единицах, принимаем, что 100% цинка составляют 45 единиц. 10% цинка составляют  $x$  единиц:

$$x = \frac{45 \cdot 10}{100} = 4,5.$$

Потери равны 4,5 единицы.

Очевидно, чтобы получить последнюю цифру, достаточно помножить потерю цинка, выраженную в процентах, на количество цинка в руде и разделить на 100.

Учитывая значение рабочей силы в операции восстановления руды, необходимо непосредственно заинтересовать рабочих результатами производства.

Обыкновенно рабочие, помимо определенной зарплаты, получают премию.

Примерный подсчет премии:

Предположим, что печь перерабатывает в сутки 2 500 кг руды с 45,5% цинка. Выход составляет, скажем, 41,5 единицы. Потери составляют 4 единицы. 2 500 кг руды содержат 1 137,5 кг цинка. 41,5% полученных единиц составляют 1 037,5 кг цинка. Разница в  $1\,137,5 - 1\,037,5 = 100$  кг составляет потери.

Премия выдается в зависимости от потерь, устанавливаемых сообразно качеству шихты.

Допустим, что установлена потеря в 6 единиц. Производительность печи должна составить  $45,5 - 6 = 39,5$  единицы, что соответствует  $\frac{39,5 \cdot 2500}{100} = 987,5$  кг цинка.

Предположено, что печь дала 1 037,5 кг цинка (41,5 единицы). Разница в  $1\,037,5 - 987,5 = 50$  кг идет в счет премии. Каждый рабочий, в зависимости от выполняемой им работы, получает определенную премию за каждый кг цинка.

## ПРОДУКТЫ И ПОЛУПРОДУКТЫ, ПОЛУЧАЕМЫЕ ПРИ ВОССТАНОВЛЕНИИ РУДЫ

Сюда относятся: сырой цинк, цинковая пуссыера, свинцовистая раймовка и куски глины-замазки, из которой извлекают частицы цинка для дальнейшей их переработки.

### СЫРОЙ ЦИНК

Сырой цинк, выгребаемый из конденсаторов, часто содержит значительное количество примесей, преимущественно свинец и железо. Свинец содержится часто в количестве более 2%, что превышает пределы растворимости свинца в цинке при температуре плавления последнего.

В цинке всегда присутствует кадмий, часто небольшие количества мышьяка, сурьмы, меди, кремния; иногда сера и углерод.

Примерные составы сырого цинка.

Pb	Fe	Cd	Cu	Ag	As	Sb	S	Si	C
2,15	0,02	0,05	—	—	сл.	—	—	—	—
1,50	0,07	0,08	—	—	—	—	—	—	—
0,70	0,28	0,03	0,009	0,0005	0,03	0,01	0,01	0,02	0,002
2,56	0,33	0,24	0,02	—	0,005	0,007	—	0,06	—
3,53	0,17	0,10	0,003	сл.	0,003	—	сл.	—	—

### РАФИНИРОВАНИЕ СЫРОГО ЦИНКА

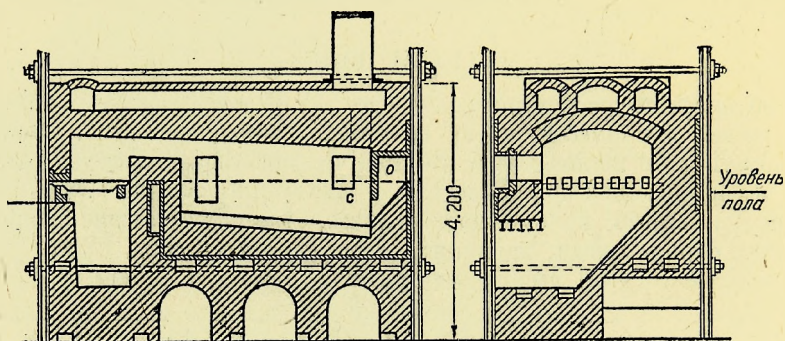
Чтобы избавиться от избытка свинца и железа, оказывающих вредное действие на изготовление латуни и на прокатку цинка, и для одновременного удаления части прочих примесей, цинк расплавляют при низкой температуре. Часть элементов, с меньшим удельным весом, чем цинк, образует на поверхности ванны, вместе с некоторым количеством окиси цинка, шлак, который удаляется с помощью скребка. Свинец отделяется ликвацией до предела растворимости его в цинке при температуре ванны. При температуре плавления цинк растворяет около 1% свинца. Растворимость последнего быстро увеличивается с температурой, поэтому цинк необходимо расплавлять при возможно более низкой температуре. Выделяющийся свинец увлекает с собой при этой операции цинк в растворе и в виде смеси. На дне ванны получаются сплавы, богатые свинцом, состава:

Pb	Zn	Fe	Cd
94,38	5,53	0,006	—
92,84	6,63	0,12	0,03



Эти сплавы поступают на редистилляцию или применяются для использования цинка, который в них содержится, при обессеребрении свинца.

Железо при расплавлении концентрируется в виде  $Fe - Zn$  сплава, который плавает на свинцовистом слое. Получаемые железистые продукты известны под названием «твердого цинка».

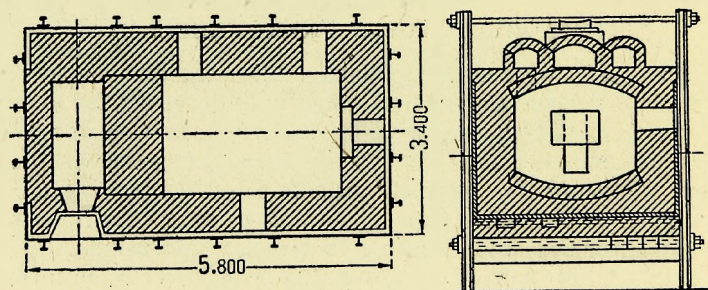


Фиг. 147.

Что касается окислов или цинковых шлаков, которые образуются на поверхности ванны, то они перерабатываются вместе с рудной шихтой на цинкодистилляционных печах.

Расплавление или рафинирование сырого цинка происходит в отражательной печи с наклонным подом, выложенным шамотом.

На фиг. 147 — 148 приведена печь, под которой имеет 3 м в длину и 2 м в ширину. Наиболее низкая часть пода находится на расстоянии 0,50 м от



Фиг. 148.

отверстия  $O$ , через которое вычерпывается цинк. Вертикальная перегородка  $C$  препятствует проникновению воздуха внутрь печи, чем избегается возможность окисления цинка.

Дымоходы для отходящих газов расположены на своде печи.

Цинк в количестве 30 т загружается в печь через дверки, расположенные возле топки по одной из длинных сторон печи.

По причинам, указанным выше, расплавление и рафинирование должны производиться при температуре плавления цинка. Кроме того, пламя должно

быть по возможности восстановительным. Когда, к концу 2 дней, загрузка полностью расплавится и примеси отделяются в порядке, указанном выше, можно приступить к розливу отрафинированного цинка.

Ежедневно разливается 12 т цинка. Такое же количество загружается сырого цинка, так что уровень ванны держится все время постоянным. Цинк разливается в прямоугольные изложницы, расположенные на высоте 0,40 м над полом на вращающейся платформе, диаметром в 4—5 м, называемой мельницей или каруселью. В зависимости от дальнейшего назначения, чушки отливаются весом от 12 до 25—30 кг и больше. Толщина их колеблется от 20 до 45 мм.

Через некоторое время на дне ванны накапливается значительное количество свинцовистых продуктов, которые необходимо удалить.

Эта операция производится с помощью железного цилиндра, открытого с обеих сторон. Нижний конец трубы зазубрен. Цилиндр погружается до дна ванны.

Вычерпнув рафинированный цинк, который образует верхний слой, удаляют, с помощью шумовки, железистый цинк (твердый цинк), который располагается под рафинированным цинком в виде полужидкой массы. Под конец удаляют свинцовистый цинк, который проникает в цилиндр по мере его вычерпывания.

Твердый цинк, который содержит от 85 до 90% цинка, подвергается вторичной дистилляции для извлечения цинка.

Расход топлива составляет 8—10% от веса рафинированного цинка. Стоимость рафинировки поднялась до войны до 7—10 франков на тонну рафинированного цинка.

Рафинирование сырого цинка практикуется в настоящее время на многих заводах.

Усовершенствования по рафинированию цинка относятся либо к способу нагрева, либо к расположению печей. Относительно способа нагрева можно отметить замену колосниковой топки нефтяной форсункой.

Форсунка устанавливается на определенной высоте над ванной в малой торцовой стене, напротив отверстия, через которое разливают рафинированный цинк.

Этот способ нагрева облегчает регулировку температуры в печи. Кроме того, пламя нефтяной форсунки не содержит никаких примесей.

Как на модификацию в расположении печей, можно указать на конструкцию печи из двух расположенных рядом отделений, которые рафинируемый цинк проходит одно за другим.

Металл, загружаемый в первое отделение, плавится и освобождается при ливаждении от большей части свинца и железа, которыми он загрязнен. Затем цинк переливается во второе отделение, в котором заканчивается рафинирование. Отрафинированный цинк вычерпывается через отверстие в торцовой стене второго отделения.

Заслуживает внимания патент Нестманна (W. Nestmann) на автоматическое удаление свинцовистых сплавов. Для этой цели автор приделал в нижней части рафинировочной печи специальный карман, в котором собирается свинец.



### РЕДЕСТИЛЛЯЦИЯ ЦИНКА

Редестилляция цинка получила широкое развитие во время войны, в виду потребности, невзирая на стоимость, большого количества чистого цинка для военных целей. Редестилляция производится либо в обыкновенной цинковой печи, либо в печи системы Соллэ (Saullés), через заднюю стенку которой проходят концы (донышки) реторт, в которые загружают цинк для редестилляции. При использовании для целей редестилляции обыкновенной цинковой печи удаляют нижний ряд реторт. Концы каждого верхнего ряда реторт опираются на карнизы в капитальной стене, предназначенные для нижнего ряда. Реторты получают, следовательно, уклон спереди назад и в них может находиться расплавленный цинк. Конденсация может происходить в обыкновенных конденсаторах с полукруглой перегородкой в широком конце. Конденсаторами служат также трубы в виде усеченных конусов, основания которых имеют 18 и 26 см в диаметре. Меньшим основанием, в которое вставляется перегородка, конденсатор приставляется к реторте. Большее основание закрывается плитой из огнеупорного материала. В верхней части плиты имеется отверстие для загрузки редестиллируемого цинка, отлитого в штыки. В нижней части плиты имеется второе отверстие, закрытое во время дестилляции, через которое выгребают конденсированный цинк. Время от времени конденсатор снимается и свинцовистые остатки вычерпываются из ванны.

При процессе Соллэ реторты загружаются в одностороннюю печь. Реторты имеют уклон спереди назад, и задние концы их высовываются на 10 см за пределы задней стенки печи. Дно реторты снабжено двумя отверстиями, зажимаемыми пробками из глины. Через верхнее отверстие вливается в реторту расплавленный цинк для редестилляции. Другое отверстие, которое находится внизу, предназначено для удаления свинцовистых остатков, которые накапливаются в реторте. Передний конец реторты снабжен конденсатором обыкновенной формы.

Редестиллированный цинк выгребается каждые 4 часа.

Получаемый при редестилляции цинк переплавляется в уравнильной печи для получения однородного металла. Последний отливается в чушки.

Цинк, идущий на редестилляцию, предварительно расплавляется в отражательной печи для очищения его от свинца методом ликвации.

При благоприятных условиях редестилляция дает металл, практически не содержащий свинца. Чистота цинка может доходить до 99,95%. Средний выход цинка составляет 80%. Окислов получается 15%. Потери составляют около 5%.

Значительные количества чистого цинка получают в Скандинавии редестилляцией в электропечах.

Гертер (E. Herter) запатентовал аппарат для получения чистого цинка из загрязненного металла или сплавов методом дестилляции в пустоте.

### ЦИНКОВАЯ ПУССЬЕРА

Цинковая пуссьера представляет смесь из цинковой пыли, окислов цинка и кадмия, мышьяковистых и сурьмянистых соединений и т. д. Количество металлического цинка составляет 90% и выше. На многих заводах пуссьера примешивается к руде и перерабатывается в менее нагреваемых частях печи.

### Примерные анализы пуссьеры.

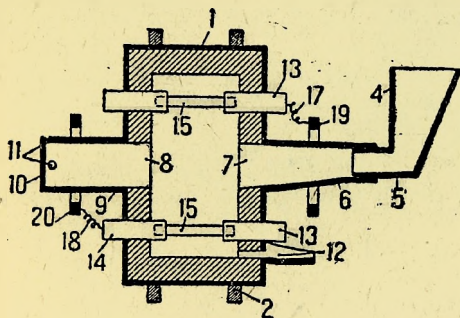
Zn(мет).	ZnO	Cd	Fe	Pb	As	Sb	Ag	Нерастворимый осадок и углерод
89,13	7,34	0,24	0,09	2,40	сл.	—	—	0,33
90,33	5,85	0,12	—	2,75	—	—	—	0,24
85,24	7,54	0,52	0,80	1,98	сл.	0,016	3 г/м	3,00
86,95	10,15	0,15	0,01	2,05	0,27	0,150	—	0,22
87,75	9,85	0,09	сл.	1,95	0,17	0,110	—	0,06

Было предложено извлекать цинк нагреванием пуссеры под давлением. Частицы цинка сближаются и сплавляются. Окись цинка выделяется к поверхности ванны.

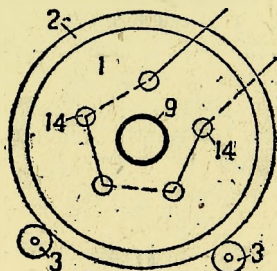
Монтефиоре (S. Montefiore) сконструировал по этому принципу печь, которая, однако, не нашла применения в промышленности.

По патенту Корнелиуса (Erik Cornelius) цинк из пуссыеры ликвирует в вращающейся или качающейся печи.

Шихта заполняет половину печи. При вращении печи частицы пуссьеры энергично растираются благодаря давлению от веса шихты. Печь — элек-



Фиг. 149.



Фиг. 150.

трическая с внутренним подогревом до температуры, несколько превышающей температуру плавления цинка.

Металлический цинк плавится, а окись цинка собирается на поверхности ванны.

Печь Корнелиуса для плавки пуссьеры. Печь Корнелиуса для извлечения металлического цинка из пуссьеры показана на фиг. 149 и 150. Первая фигура изображает печь в разрезе. На второй фигуре показано расположение электродов.

Печь состоит из горизонтального цилиндра (1), закрываемого с концов вертикальными стенками. Печь охвачена кольцами (2), лежащими на роликах (3), которыми печь приводится во вращение. У одного из оснований печи прикреплена коническая труба (6), в которую по каналу (5) поступает шихта из бункера (4).



С трубы (6) пыль падает в печь через отверстие (7). У другого основания имеется круглая труба (9), открытым концом соединенная с печью и закрытая с другого конца стенкой (10).

Последняя снабжена отверстиями (11), через которые можно контролировать работу аппарата и выгружать остатки.

Жидкий цинк собирается в нижней части цилиндра и выпускается через отверстие (12).

Тела сопротивления, расположенные по окружности печи, соединены парно, как это показано на фиг. 151. Ток к ним подводится через контактные кольца (19 и 20), прикрепленные к трубам (6 и 9).

При вращении печи пуссьера трется о тела сопротивления и стенки печи. При подогреве до температуры, несколько превышающей  $t$ -ру плавления цинка, металлические частицы сливаются. Равнер приводит интересные опыты по ликвированию цинковой пуссьеры введением последней в ванну, состоящую из равных количеств хлористого кальция и цинка.

Хлористый цинк растворяет окись, чем облегчается слияние корольков металлического цинка.

Пуссьера часто продается в качестве восстановителя на лако-красочные заводы. Стоимость пуссьеры определяется при этом по количеству содержащегося в ней металлического цинка. Последнего должно быть минимум 85%.

Перед отправкой цинковая пуссьера пропускается через сито. Продается только нижний отсев. Верхний отсев перерабатывается снова в печи вместе с рудной шихтой.

Под действием влажного воздуха пуссьера теряет свои восстановительные качества, так как часть цинка переходит в окись.

Если пуссьера богата кадмием, она является исходным материалом для получения последнего. Большая часть этого металла получается из цинковой пуссьеры.

Пуссьера находит также применение при шерардизации. Под этим названием понимается цементация и покрытие железа цинком при нагревании его в цинковой пуссьере.

Мюльхэйзер недавно указал на одну из форм, в виде которой получается цинковая пуссьера. Речь идет о серовой пыли, которая выделяется из реторт дестилляционных печей, когда из руды и восстановителя удалена влага. Образование этого продукта наблюдается при переработке шихты, богатой кадмием. Получаемая пыль состоит из  $Zn$ ,  $Cd$ ,  $ZnO$ ,  $CdO$  и углеродистой сажи. Она получается из той части шихты, которая находится в соприкосновении с стенками реторт, т. е. из области наиболее высоких температур.  $CO_2$ , в момент своего образования, снова окисляет  $Zn$  и  $Cd$ . Все это конденсируется в виде металлического тумана, который в конечном счете сливается и застывает в виде волокон или корольков.

Получение цинковой пуссьеры, не содержащей окиси цинка. В некоторых случаях, как например, для пурификации растворов сернокислого цинка, идущего на электролиз, или для литейна, необходима цинковая пуссьера, не содержащая посторонних примесей.

На заводах Анаконда Коппер Майнинг К<sup>о</sup> (Anaconda Copper Mining C<sup>o</sup>, Монтана, С. Ш.) изготовляют пуссьеру, удовлетворяющую этим условиям, пульверизируя расплавленный цинк с 99,9%  $Zn$ .

Металл плавится в графитовой реторте, специально изготовляемой для этой

цели. Из реторты цинк вытекает двумя тонкими струями, на которые инжeksiруется под сильным давлением воздух. Пульверизованный металл поступает в конденсационные камеры, в которых он оседает в атомизированном состоянии.

### СВИНЦОВИСТАЯ РАЙМОВКА

Раймовка состоит из избытка восстановителя и всех нелетучих элементов шихты. Она почти всегда содержит свинец и серебро. Такая раймовка носит название свинцовистой раймовки.

При изучении химических реакций восстановления мы видели, какие разнообразные соединения могут находиться в раймовке. Если раймовка содержит значительное количество свинца и серебра, ее подвергают механическому обогащению. Обогащенный продукт почти ничем не отличается от серебристой свинцовой руды. Он охотно покупается свинцовыми заводами не только вследствие содержания свинца и серебра, но также из-за большего количества железа в них, так как при плавке свинца железо является существенным элементом свинцовых шлаков.

На практике механическое обогащение раймовки дает, даже в случае применения наиболее совершенных аппаратов, не вполне удовлетворительные результаты. Причина кроется в том, что одна часть свинца находится в металлическом состоянии, другая часть, иногда очень значительная, находится в виде силикатов или других соединений, плотность которых недостаточно разнится от плотности других составляющих, чтобы обеспечить тщательное отделение.

Из анализов, проделанных Про, оказалось, что в раймовке от шихты, содержащей 6,64% Pb, лишь 14% свинца оказалось в металлическом состоянии.

Корольки металлического свинца могут оплавливать частицы угля, кремнезема или другие менее плотные части шлака и увлекаться ими при промывке.

В хвостах от обогащения нередко теряется 30 — 40% свинца. Но даже с подобными потерями переработка свинцовистой раймовки выгодна, так как свинец и серебро в руде оплачиваются, начиная с определенного содержания (6 — 7% для свинца и 100 — 150 г на тонну для серебра).

### Примерные составы отмытой раймовки

(Предельное содержание 12 проб.)

В п р о ц е н т а х								
Zn	Pb	Ag	As	Sb	C	Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO
2,88—12,22	22,20—52,10	200—600 г/т	сл.—1,83	0,02—1,14	0—1,66	14,43—27,20	2,34—9,80	3,40—10,0
MgO	S	Кремнекислый остаток						
0,20—2,10	1,12—7,37			1,28—33,0				

На многих заводах установлены шлако-промывочные аппараты, на которых получаются вполне удовлетворительные результаты.



Цинковая раймовка всегда содержит несколько процентов цинка, часто теряемых безвозвратно. Мюльхейзер занимался изучением вопроса, как варьирует содержание цинка в раймовке по длине реторты. На одном из заводов в Иллинойсе (С. Ш.), применяющем шестирядные печи Хегелера и перерабатывающем очень богатые руды (70% Zn), был проделан ряд опытов.

Раймовка бралась с помощью специально сконструированной ложки последовательно из разных мест реторты: 0 — 5 см, 5 — 10 см; 10 — 20 см; и т. д., считая от устья.

Ниже приведены анализы раймовок, взятых в разных местах печи. Печь на 1 008 реторт.

Г л у б и н а ( в с м ).

	0—5	5—10	10—20	20—40	40—65	65—90	90—115	115—125
Zn в % . . . . .	61,1	47,9	25,1	6,1	5,1	4,6	5,0	2,5
	51,3	45,6	23,0	7,4	6,2	3,7	3,4	3,2
	51,3	43,3	31,4	7,6	4,7	4,7	4,4	4,0
	57,9	41,7	13,9	3,0	2,9	2,2	2,4	2,2

Как видно из таблицы, содержание цинка в раймовке, взятой у устья реторт, довольно значительно. На многих заводах раймовка из передней части реторт собирается отдельно и загружается обратно в печь. Причина высокого содержания цинка заключается в том, что в передней части реторт температура более низка и восстановление идет менее энергично, чем в задней части. Часть цинка в виде окиси получается от окисления паров цинка воздухом, проникающим через неплотности замазки.

Штольценкальд (Stolzenkald) предложил извлекать цинк из раймовки, подогревая последнюю в смеси с бедными цинком материалами в отражательной печи с непрерывным перегреванием.

Пары цинка, которые получаются от действия углерода оставшегося восстановителя на окись цинка, тут же снова окисляются. Получаемая окись улавливается и загружается в реторты.

По мнению автора, при таком способе извлечения цинка из раймовки нет необходимости форсировать нагрев для полного восстановления руды в ретортах. Теоретически должна получиться экономия времени, горючего, рабсилы и меньший износ реторт, так как они не подвергаются действию т-ры, при которой шлаки плавятся и разрушают реторты.

Для обогащения раймовки применяется также магнитный способ. Однако последний мало эффективен.

Действительно, составные части раймовки получаются весьма часто в тестообразном состоянии: магнитные и не магнитные части раймовки при этом настолько тесно связаны друг с другом, что первые теряют магнитные свойства, которые служат основой для их разделения.

Линдт (Lindt) опубликовал в 1913 г. опыты по электромагнитному обогащению малосвинцовистой и малосеребристой раймовки.

Для плавки в шахтных печах обогащенная раймовка агломерируется

либо в отражательных печах, либо способом вдувания или засасывания воздуха.

На заводе Бартлесвилль Цинк Ко (Оклахома С. Ш.) аггломерируют раймовку богатую свинцом и серебром без предварительного обогащения.

Операция состоит в следующем. Раймовка насыпается в параллельные кучи размерами  $14 \times 16$  м. Под кучами проходят каналы, выложенные огнеупорным кирпичом. Каналы соединены общим дымоходом, идущим параллельно ряду куч. В каналы нагнетается воздух, который проходит через раймовку. Остатки восстановителя служат горючим. Задувка производится дровами и углем, которые кладутся в небольших перегородках между двумя соседними кучами. Во время операции, которая длится около месяца, выгорание углерода и удаление некоторых летучих соединений обуславливают относительное обогащение раймовки свинцом и серебром. По окончании аггломерации, спекшаяся масса поливается водой. Аггломерат при этом растрескивается, чем облегчается его разборка.

В 17 кучах пропускается в месяц 1 900 т аггломерата.

## РАЗЛИЧНЫЕ МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЦИНКОВЫХ РУД, СОДЕРЖАЩИХ СВИНЕЦ и СЕРЕБРО

(Сухим способом)

Было предложено много способов для переработки руд, механическое, магнитное и другие способы обогащения которых не дают удовлетворительных результатов.

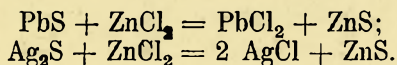
Одни предложения относятся к отдельным случаям и не представляют особого интереса. Другие предложения являлись объектами небольших изысканий и а priori не могли найти промышленного применения.

Некоторый интерес представляет способ Ганелэна (Ganelin), который до войны применялся на заводе в Лимбурге (Бельгия) для отделения свинца и серебра от цинка.

Способ Ганелэна. Исходным материалом является цинковая обманка, богатая свинцом и серебром.

Целью является возможно полное извлечение из сырой руды свинца и серебра и получение продукта с высоким содержанием цинка. После обжига и восстановления в цинковой печи получается раймовка, почти не содержащая свинца и серебра.

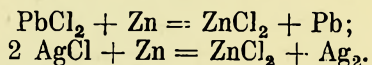
Способ Ганелэна состоит в переработке в железных котлах мелко-измельченной цинковой руды в смеси с расплавленными хлористыми цинком и натрием. Под действием хлористого цинка сернистые свинец и серебро разлагаются по уравнениям:



Цинковая обманка, которая первоначально содержалась в руде, при этом не изменяется.



При действии металлическим цинком хлористые свинец и серебро разлагаются с выделением металлов и образованием хлористого цинка:



Свинец растворяет серебро и собирается на дне котла. Бленда, которая имела в руде, и сернистый цинк, полученный из хлористого цинка и серы сульфидов свинца и серебра, находятся в взвешенном состоянии в хлористом цинке и соде. Удалив серебристый свинец, обрабатывают массу водой для отделения  $\text{ZnS}$  от двойного хлорида, который растворяется в воде. Раствор выпаривается, и твердый осадок хлористого цинка и натрия возвращается в процесс.

При обработке по этому способу руд, содержащих несколько процентов свинца, удалось получить цинковую обманку с десятими долями процента свинца и 30 — 40 г серебра на тонну. Если руды комплексные, т. е. содержат большое количество свинца, то способ Ганелэна дает менее благоприятные результаты. В получаемой цинковой обманке остается значительное количество свинца и серебра.

Ландгут (E. Landguth) внес в процесс Ганелэна следующие изменения.

По способу Ганелэна, чтобы получить свинец и серебро в металлическом состоянии, расход цинка превышает теоретически необходимое, так как соли железа, образующиеся в первой фазе переработки, также разлагаются цинком. Кроме того, образуется вязкая пенка из смеси цинка и железа, которая затрудняет операцию.

Изменение состоит в том, что из хлористого свинца лишь часть свинца осаждается цинком. Неразложившийся хлорид выщелачивается водой. Если имеется много железа, можно не осаждавать свинец цинком, так как восстановление солей железа цинком происходит лишь тогда, когда расплавленная масса бедна хлоридом свинца. Таким способом избегается восстановление железа и образование вязкой пленки. Из хлористого свинца, растворенного в воде, металл осаждается цинком.

**С п о с о б Г у в е р а.** Укажем еще на способ, предложенный Гувером (Theodore I. Hoover) для переработки смешанных флотационных концентратов Австралии следующего состава:

$\text{Zn} — 32\%, \text{Pb} — 24\%, \text{SiO}_2 — 8\%, \text{Ag} — 750 — 800 \text{ кг/т.}$

Если руду приведенного состава подвергнуть обыкновенной переработке, получается цинк с большим содержанием свинца. С другой стороны, раймковка разъедающе действует на реторты.

По способу Гувера из руды, угля и смолы составляется масса, которая брикетируется в кирпичи размерами:  $135 \times 110 \times 205 \text{ мм.}$

Состав массы: руды 70%, угля 25,5%, смолы 4,5%. Брикетты загружаются в реторты цинковой печи.

По данным Гувера, брикетты не плавятся и, следовательно, реторты не разъедаются.

Дистиллированный по этому способу цинк содержит не более 1% свинца.

ОПЫТЫ ПО ИЗВЛЕЧЕНИЮ ЦИНКА ИЗ РУДЫ В ШАХТНОЙ ПЕЧИ  
С ПОМОЩЬЮ ЖЕЛЕЗА ИЛИ ГАЗА-ВОССТАНОВИТЕЛЯ

При получении цинка сухим способом расходы на рабсилу, стоимость топлива и огнеупорных изделий очень высоки; потери металла весьма значительны.

В течение долгого времени делаются попытки заменить этот способ, дорогой и периодический, непрерывным способом. Кроме дистилляции в вертикальных ретортах, которые разрешают этот вопрос, но которые недостаточно экономичны, были сделаны многочисленные опыты по применению шахтной печи для восстановления руды. Все попытки в этом направлении, как бы интересны они ни были, не имели успеха вследствие легкости, с которой цинк окисляется, и невозможности конденсировать в жидкое состояние пары цинка, разбавленные в газовых продуктах печи.

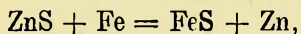
Были сделаны попытки получить цинк в жидком состоянии, восстанавливая руду под давлением. Опыты, сделанные в этом направлении, основаны на том, что напряжение паров цинка при  $1000^{\circ}$  менее 2 атмосфер. Исходя из этих соображений, Лунгвиц (Lungwitz), загрузив в шахтную печь с герметически закрытым колошником смесь руды и кокса, вдувал воздух под давлением в 3 атмосферы.

В нижней части печи получился жидкий цинк. Эти попытки ограничились одними опытами.

Опыты переработки руды в шахтной печи в настоящее время представляют мало интереса, так как практически вопрос с непрерывным получением цинка, очевидно, разрешается применением электрической печи.

Прямое восстановление бленды железом. Бисвенд (Biswend) пытался восстановить цинковую обманку железом или смесью окиси железа и угля по аналогии с способами, применяемыми при осаждении свинца из свинцового блеска.

Пары цинка, получаемые по реакции:



поступают в конденсаторы, заполненные раскаленным углем. Эти попытки не имели успеха. Одновременно с цинком получались сернистый газ и углекислота, которые вызвали образование большого количества цинковой пыли.

Опыты восстановления цинковых руд восстановительными газами. Много исследователей пытались заменить твердый углерод восстановительными газами для восстановления окиси цинка.

Крафт пытался использовать для этой цели водяной газ ( $\text{CO} + \text{H}_2$ ). Давье (Davies) применял естественный газ. Армстронг действовал на смесь руды и угля окисью углерода. Пары цинка проходили под слоем раскаленного угля и сжижались в конденсаторах. В последние пары цинка подводились через слой жидкого цинка. Все эти попытки, как и вышеописанные, окончились неудачей.

В 1910 году Луазо предложил применить окись углерода для восстановления руд при следующих условиях. Окись углерода получалась в газогене-



раторе при температуре немного выше температуры восстановления руды газом. Окись углерода пропускалась через руду, загруженную в камеру, выложенную огнеупорным кирпичом. Камера соединялась с конденсационной установкой для цинковых паров. Окись углерода одновременно нагревала и восстанавливала руду.

Отметим патент, по которому окись углерода, нагретая до температуры дистилляции цинка, пропускалась через руду, загруженную в сосуды, нагреваемые извне. При такой высокой температуре избегалось образование цинковой пуссы, так как  $\text{CO}_2$  восстанавливалась в СО в момент своего образования.

## МОКРЫЙ СПОСОБ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦИНКА ИЗ РУД

До последнего времени мокрый способ извлечения цинка из руд не нашел широкого применения. В некоторых случаях имеется возможность дешевым растворителем, как серная кислота, выщелачивать цинк из руды или полупродуктов, которые содержат цинк в виде окиси. Из сульфатного раствора цинк осаждается путем электролиза либо сложными и дорого стоящими химическими методами.

Ниже будет детально рассмотрен электролитный способ получения цинка, который во время войны нашел широкое развитие.

При чисто химическом методе извлечения цинка приходится считаться с тем обстоятельством, что цинк из растворов не осаждается другими металлами. Для осаждения цинка применяется обыкновенно известь. Полученный при этом загрязненный осадок обрабатывается как обыкновенная цинковая руда. Способ этот неэкономичен. Правда, сульфат цинка можно разложить обыкновенным кальцинированием. Однако кальцинирование больших количеств сульфата цинка представляет большие трудности и обходится весьма дорого.

Если перерабатываемый продукт содержит силикаты, последние способствуют образованию коллоидального кремнезема, что мешает растворению цинка.

При обжиге или кальцинировании сильно железистых цинковых руд образуются ферриты цинка, из которых последний не выщелачивается при обработке разбавленной серной кислотой.

Мокрый способ извлечения цинка представляет интерес еще в том случае, когда конечным продуктом является сульфат цинка.

В настоящее время большое количество сернокислого цинка потребляется при изготовлении литопона.

Для этой цели можно перерабатывать мокрым способом смешанные цинко-свинцовые руды, чересчур бедные цинком, чтобы поступить на дистилляцию, и очень богатые цинком, чтобы непосредственно переплавляться в шахтной свинцовой печи.

В качестве примера можно указать на руду, добываемую в Гарце, следующего состава: свинца — 10%; цинка — 16%; железа — 6%;  $\text{BaSO}_4$  — (40 — 50%); серебра — 150 г на тонну.

Все эти элементы тесно связаны между собой, что при значительной плотности барита делает обогащение руды механическим путем довольно затруднительным.

Руда подвергается первому обжигу в кучах на открытом воздухе. Куча вмещает 400 т руды. Размеры кучи: длина — 15 м, ширина — 10 м, высота — 5 м. Кучи сверху покрываются слоем обожженной мелкой руды, чтобы умерить тягу. Под кучей помещается слой дров, горение которых способствует реакциям окисления. Во время первого обжига, который длится 10 месяцев, образуется сульфат цинка и окислы цинка и свинца. Свободная сера отлагается в пустотах на поверхности куч. Сера собирается, переплавляется в котлах и отливается в изложницы.

По окончании обжига отделяют мелкие части, богатые сульфатом цинка, от крупных кусков, которые обожглись лишь с поверхности. Последние измельчаются и обжигаются снова в течение трех месяцев. Вторичный обжиг производится под навесом, чтобы атмосферные осадки не выщелачивали сульфата цинка. После второго обжига снова разделяют мелочь и крупные куски. Последние после дробления подвергаются третьему обжигу под навесом в течение трех недель.

Мелкая обожженная руда выщелачивается во вращающихся барабанах слегка подкисленной серной кислотой водой. Получаемый раствор сернокислого цинка декантируют и выпаривают. При охлаждении железо осаждается в виде основного сульфата. Осаждение железа, необходимое, когда сульфат цинка предназначен для изготовления литопона, происходит почти полностью.

В сульфате, получаемом после кристаллизации, остается 0,05% Fe.

Остатки после извлечения цинка переплавляются на веркблей.

**Б и с у л ь ф и т н ы й с п о с о б .** Этот чисто химический метод состоит в следующем:

Обожженная смешанная руда, в которой цинк содержится в виде окиси, обрабатывается сернистым газом. Получается  $ZnSO_3$ , который при избытке сернистого газа переходит в растворимый бисульфит  $ZnH_2(SO_3)_2$ . Таким образом цинк переводится в растворимое состояние. Подогревая полученный раствор, можно получить средний нерастворимый сульфит, который при прокатке переходит в окись цинка. Последняя легко восстанавливается. Свинцовистые остатки переплавляются на свинец. Этот способ применялся с десятков лет в Галле (Galles). В настоящее время он оставлен.

**А м м и а ч н ы й с п о с о б п е р е р а б о т к и о к и с н ы х ц и н к о в ы х р у д .** Были сделаны многочисленные попытки по растворению окиси цинка в виде обожженной руды в углекислом аммонии. Подогревая раствор, осаждают цинк в виде основного карбоната. Аммиак и  $CO_2$ , которые при этом выделяются, собираются отдельно. Опыты не дали практических результатов. Если бы даже удалось применить этот способ в заводском масштабе, металл получился бы в виде окиси, которую для получения металла необходимо восстановить.

Этот вопрос был недавно снова поднят Гулленом (Gullen) и Гарпером (Harper). Последние произвели ряд опытов с различными рудами. Они обратили внимание на влияние способа обжига на растворимость цинка.

Они установили отрицательное влияние свинца, который при обжиге образует силикаты, в которых запутывается цинк.

При рафинировании сырой окиси цинка от кальцинирования карбоната получалась окись с 99,7%  $ZnO$ . Последняя обладала теми же красящими и кроющими способностями, что и цинковые белила.



## ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦИНКА ИЗ РУД ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМ СПОСОБОМ

(Мокрым путем и электролизом)

Получение цинка по этому способу предполагает возможно полное растворение металла, содержащегося в исходном продукте, и осаждение цинка из раствора электрическим током в виде плотного, легко сдираемого осадка, годного для переплавки.

Основными первичными материалами чаще всего являются комплексные руды. Используется также пыль свинцовых и медных заводов.

В настоящее время этот способ применяется также для переработки богатых руд.

Большие трудности встречаются при растворении цинка, в связи с наличием в руде железистых соединений, силикатов и пр. С этой точки зрения каждая руда должна подвергаться специальному испытанию. Что касается электролиза, то эта проблема разрешена давно.

Условия, необходимые для получения чистого и компактного цинка, достаточно изучены. Если электролиз имел до войны мало успеха, то это зависело исключительно от высокой стоимости передела, в связи с высокой стоимостью тока.

Во время войны спрос на чистый цинк возрос, и вопрос стоимости отошел на второй план. Это обстоятельство дало сильный толчок развитию электролиза. Страны — обладательницы дешевой гидроэлектроэнергии стали широко применять электролитный способ получения цинка. Были построены большие заводы в С.Ш., в Британской Колумбии (Канада) и в Тасмании. Получение электролитного цинка в этих странах достигло в 1921 году 115 000 т.

Падение цен на цинк, которое имело место после войны, задержало развитие этого способа, тем не менее, в настоящее время электролиз получил промышленное значение.

Ознакомимся в общих чертах с этим процессом.

Согласно закону Фарадея, электро-химический эквивалент цинка, т. е., количество металла, осаждаемого одним кулоном в секунду, составляет 0,0003387 г. Это количество соответствует 1,2194 г в ампер-час (3600 кулонов).

Применяя формулу Томсона:

$$= \frac{N}{V} \times \frac{1}{23,067} \text{ вольт} = \frac{N}{V} \times 0,04335 \text{ вольт, где}$$

$i$  — электродвижущая сила для разложения электролита.

$N$  — количество больших калорий, соответствующее образованию грамм-молекулы электролита.

$V$  — валентность металла.

Если  $N$  взять равным 106, получаем, что электродвижущая сила (минимальная), необходимая для разложения сульфата цинка, составляет:

$$\frac{106}{2} \times 0,04335 = 2,3 \text{ вольта,}$$

что соответствует приблизительно 1,9 ккал на г цинка.

На практике эта цифра значительно больше. Она увеличивается на преодоление сопротивления раствора и электродов. Сопротивление электролита меняется в зависимости от концентрации сернокислого цинка и свободной кислоты. Оно зависит также от температуры, уменьшаясь по мере того, как температура раствора поднимается.

Так как коррозия катодного цинка возрастет с т-рой, необходимо проводить электролиз при низких температурах и в некоторых случаях даже охлаждать электролит, который более или менее сильно нагревается в зависимости от плотности тока.

Для электролиза применяются свинцовые аноды и алюминиевые катоды. Эти металлы оказывают небольшое сопротивление при прохождении тока. Образование  $PbO_2$  на аноде при окислительном действии свободного кислорода увеличивает сопротивление и, следовательно, напряжение, необходимое, чтобы иметь определенную плотность тока. Мельчайшие частицы цинка, которые осаждаются на катоде, могут окисляться водой. Свободный водород, который частично остается на катоде, уменьшает поверхность последнего, увеличивая сопротивление прохождению тока. Водород может также поглотиться от разложения серной кислоты.

Аналогичные явления могут происходить на аноде вследствие выделения кислорода. Если теоретически необходимый вольтаж составляет 2,3—2,35 V, то на практике он доходит до 3—3,5 V. Условия получения плотного и связанного осадка являлись объектом многих исследований. Под влиянием разных причин цинк может осесть на катоде в губчатом виде. В таком виде цинк не может быть переплавлен. Он воспламеняется до плавления.

При электролизе цинковых растворов плотность тока на катоде имеет большое значение. Теоретическое использование тока никогда не достигается. Электролит всегда содержит свободную кислоту. При самом электролизе также образуется серная кислота. Некоторое количество осажденного металла почти всегда переходит в раствор. Это растворение катодного металла тем медленнее, чем чище металл. Установлено, что присутствие даже в минимальной пропорции элементов более электро-отрицательных, чем цинк, как-то: медь, кобальт, мышьяк, сурьма, способствует растворению катодного цинка, увеличивая выделение водорода на катоде. С. Н. Ганзен (Hansen) нашел, что при электролите, содержащем 100 г серной кислоты на литр, количество катодного цинка, переходящего в раствор, составляет 700 г на  $m^2$  площади катода в 24 часа, что эквивалентно теоретическому количеству цинка, осажденному током в 2,3 ампера в тот же промежуток времени. Другими словами, при работе с указанной силой тока и с содержанием 100 г кислоты на литр, цинк растворяется в том же количестве, в котором он осаждается. Единственным результатом электролиза будет выделение водорода на катоде.

Растворение катодного цинка усиливается с повышением температуры.

Выделение водорода на катоде происходит и в том случае, если раствор цинка сильно разбавлен или циркуляция его недостаточно интенсивна. В первом случае ионы цинка малочисленны, что облегчает растворение металла. Во втором случае зона вокруг катода обедняется ионами цинка по сравнению с количеством кислоты, которое там содержится. Концентрация электролита должна быть определенной и цинковый раствор должен постоянно и в достаточном количестве соприкасаться с катодом. Нужно отметить,



что растворение цинка происходит тем значительнее, чем больше поверхность катода. Следует избегать губчатых и древовидных осадков, которые увеличивают поверхность, подвергаемую действию кислоты.

Из сказанного выше видно, что, во избежание образования губчатого цинка, кислотность, концентрацию электролита и плотность тока необходимо держать в известных пределах, чтобы не вызвать выделения водорода и окисления цинка.

При переработке первичных руд вместе с цинком растворяются и другие металлы, которые также могут оказать большое влияние на образование губчатого и неплотного цинкового осадка. С этой точки зрения кобальт наиболее вреден. В его присутствии образуются дыры на катоде. Несколько мг на литр достаточно, чтобы произвести эти изменения в катоде. Присутствие коллоидов в электролите парализует вредное действие кобальта.

Аналогичное действие оказывает никель.

Медь осаждается вместе с цинком и также сообщает ему губчатую структуру. Достаточно немного более 0,01 г на литр, чтобы вызвать коррозию катода. Осадок при этом получается черного цвета. Сурьма действует, как кобальт. Она оказывает свое действие при наличии ее в электролите в количестве одного мг на литр. Почерневший и ноздреватый цинк с трудом переплавляется.

Аналогично действие мышьяка. Если наличие мышьяка не превышает нескольких мг на литр, его действие почти незаметно. Мышьяк делает осадок шероховатым и способствует образованию желобков.

Железо может присутствовать в электролите в количестве до 20 — 30 мг на литр.  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  может переводить цинк в сульфатное состояние, восстанавливаясь до  $\text{FeSO}_4$ . Последний снова окисляется на аноде.

Кадмий в небольшом количестве не оказывает никакого действия на физические свойства осаждаемого цинка. Однако при содержании Cd в 0,15 г на литр на катодном осадке появляются пятна и поры.

Кадмий частично осаждается вместе с цинком.

Марганец не оказывает вредного действия на осадок цинка. Однако, когда Mn присутствует в электролите в виде  $\text{MnSO}_4$ , он может перейти на аноде в  $\text{MnO}_2$ . Последний, окисляя  $\text{FeSO}_4$ , переводит его в высший окисел, который растворяет цинк на катоде.

Необходимо также избежать присутствия хлоридов, так как они разъедающе действуют на аноды.

Электролит должен быть тщательно осветлен перед электролизом. Наличие взвешенного  $\text{MnO}_2$  вызывает шероховатость осадка. Необходимо максимальное очищение раствора до электролиза, чтобы не получить губчатого осадка цинка. Примеси, которые находятся в электролите, могут вызывать образование древовидных отростков. Последние, удлиняясь по направлению к аноду, служат причиной коротких замыканий. Одновременно меняется физическая природа осадка. Ветвистость осадка получается также при плохой циркуляции раствора, нарушающей однородность состава и равномерное распределение тока. Прибавлением коллоидов желатина, клея и т. д. можно избежать образования ветвистостей. Достаточно наличие 30 — 40 г желатина на тонну металла, чтобы обеспечить компактность осадка.

Частицы коллоидов могут переноситься на катод и там оседать. Будучи мало электропроводны, они препятствуют образованию ветвистостей в тех.

местах, где они имеют тенденцию к образованию, т. е. где по тем или иным причинам плотность тока увеличена.

### ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОЛИЗА

Перейдем к изложению основных принципов электролиза цинка.

В качестве растворителя применяется разбавленная серная кислота. Иногда применяется соляная кислота.

Цинк для растворения должен находиться в окисленном состоянии. Если исходным материалом являются сульфидные руды, их необходимо предварительно обжечь. Обжиг ведется при низких температурах, при условиях, наиболее благоприятствующих увеличению количества  $ZnSO_4$  и уменьшающих образование ферритов цинка, нерастворимых в слабой  $H_2SO_4$ , и силикатов, кремнекислота которых может осаждаться в коллоидальном состоянии. Такой обжиг представляет большие трудности, тем более, что перерабатываемые руды почти всегда комплексные. Они часто содержат мало цинка и, следовательно, мало пригодны для переработки сухим способом. По Ральстону (Ralston), руды на заводе Трайл (Канада) имели приблизительно следующий состав:  $Zn$  — 16%;  $Pb$  — 14%;  $Fe$  — 25%;  $Al_2O_3$  — 3%;  $Cd$  — 0,03%;  $CaO$  — 2%;  $MgO$  — 2%;  $S$  — 27%;  $SiO_2$  — 4%.

Обогащением содержание цинка может быть доведено до 25 — 30%.

На заводах Анаконда (Монтана) руды содержат 30%  $Zn$ , 7%  $Pb$ , 13%  $Fe$ . На электролитных заводах Америки для обжига руды применяются многоподовые печи системы Веджа.

По Френчу (French), неполный переход цинка в раствор нельзя всегда приписать образованию ферритов. Часто это зависит от того, что в конце обжига трудно избежать высокой температуры, которая способствует образованию комков, задерживающих десульфуризацию. По мнению автора, нет никаких преимуществ в том, чтобы тонко измельчать обжигаемую руду. Когда измельчение очень тонкое, окисление происходит быстро. Выделяющееся тепло благоприятствует агломерированию и образованию ферритов. Кроме того, влажная мелко измельченная руда образует небольшие комочки, которые проходят печь, не разбиваясь и обжигаясь только с поверхности.

Френч рекомендует быстрый обжиг, продолжительностью не более 4 — 4,5 часов. Руда загружается тонким слоем, чтобы быстро окислиться во всех частях. В печи Веджа с 7 подами в 6,8 м диаметром можно обжечь 1 т руды в час.

Мак-Каллом (A. L. Mc. Callom) и Ли (F. E. Lee) предложили подвергнуть обожженные богатые ферритами руды действию  $SO_2$  при  $t$ -ре в  $540^\circ$  до обработки их серной кислотой; ферриты при этом разлагаются с образованием сульфата. Такой способ обжига можно провести, обжигая руду в смеси с сырой рудой для получения  $SO_2$ . Обжиг должен, конечно, происходить при указанной выше температуре.

Приготовление раствора. (Предварительная пурификация до электролиза.) На практике для растворения руды или других исходных цинко-содержащих материалов используются кислые растворы от электролиза, если они не очень загрязнены примесями, делающими пурификацию невозможной. Выщелачивание производится в чанах, в которых растворитель и руда перемешиваются с по-

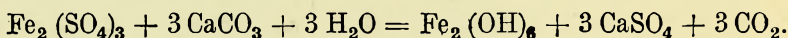


мощью сжатого воздуха. Такой аппарат известен под названием «чана Пачука».

Отделение раствора от нерастворимого осадка производится с помощью аппаратов, применяемых также в металлургии золота. Можно указать на классификатор Дорра, сгуститель пульпы Дорра, фильтр-прессы Оливера и т. д.

Перед электролизом раствор должен быть хорошо очищен от примесей. Мы уже видели, что некоторые элементы, как Co, Sb, As, Cd, могут осесть вместе с цинком на катоде, влияя на характер осадка. Другие примеси, как железо и Mn, хотя менее вредны, должны, однако, удаляться из раствора, так как их нельзя в большом количестве аккумулировать в электролите.

Чтобы осадить железо, его переводят в высший окисел при продувке сжатым воздухом. Затем раствор нейтрализуют обожженной рудой или известью и осаждают железо в виде гидрата:



При удалении железа одновременно удаляется As и Sb, которые осаждаются из нейтрального раствора в виде арсената и антимоната железа.

При переработке As и Sb-содержащих продуктов необходимо следить, чтобы в растворе имелось достаточное количество железа высшего окисла, что обеспечивает полное осаждение As и Sb. Присутствие последнего элемента в электролите очень вредно. Кобальт, еще более вредный, может быть удален из раствора одновременно с железом при условии, если он переведен в сульфат кобальта  $\text{Co}_2(\text{SO}_4)_3$ , который легко подвергается гидролизу.

В качестве окислителя применяется озонированный воздух. Этот реагент, запатентованный Фильдом (S. Field), применяется для удаления Fe, As, Sb, Ni.

Mn, содержание которого в электролите допускается в довольно значительных пропорциях, удаляется вместе с железом в виде  $\text{MnO}_2$ , который оседает на аноде. Отфильтровав железистый As и пр. осадок, прибавляют к раствору цинковую пыль для осаждения Cd и Cu.

Кремнекислота, переходящая в раствор и способная в дальнейшем переходить в коллоидальное состояние, может быть удалена, если в момент обработки раствора известью для осаждения железа прибавить немного цинковой пыли. Что касается хлоридов, которые могут при электролизе разъедать свинцовые аноды, то от них можно избавиться применением сульфатного серебра, образующего нерастворимое хлорное серебро.

В Австралии  $\text{Ag}_2\text{SO}_4$  получается при обжиге серебристых руд.

**П Р А К Т И К А Э Л Е К Т Р О Л И З А.** Электролиз производится в деревянных ваннах, выложенных свинцом, в 1,25 — 2,5 м длиной, 0,75 — 1,0 м шириной и 0,8 — 1,20 м глубиной.

Аноды и катоды располагаются параллельными рядами на расстоянии 5 см друг от друга.

Катоды делают из алюминия.

Аноды — из свинцовых листов.

Очищенный электролит, поступающий в ванны, содержит 5% цинка. Он должен быть слегка подкислен, чтобы избежать образования губчатого осадка. При нормальной работе кислотность электролита может подняться от 5 до 10%. Надо иметь в виду, что осаждение 1 г цинка на катоде сопровождается регенерацией 4,5 г серной кислоты на аноде.

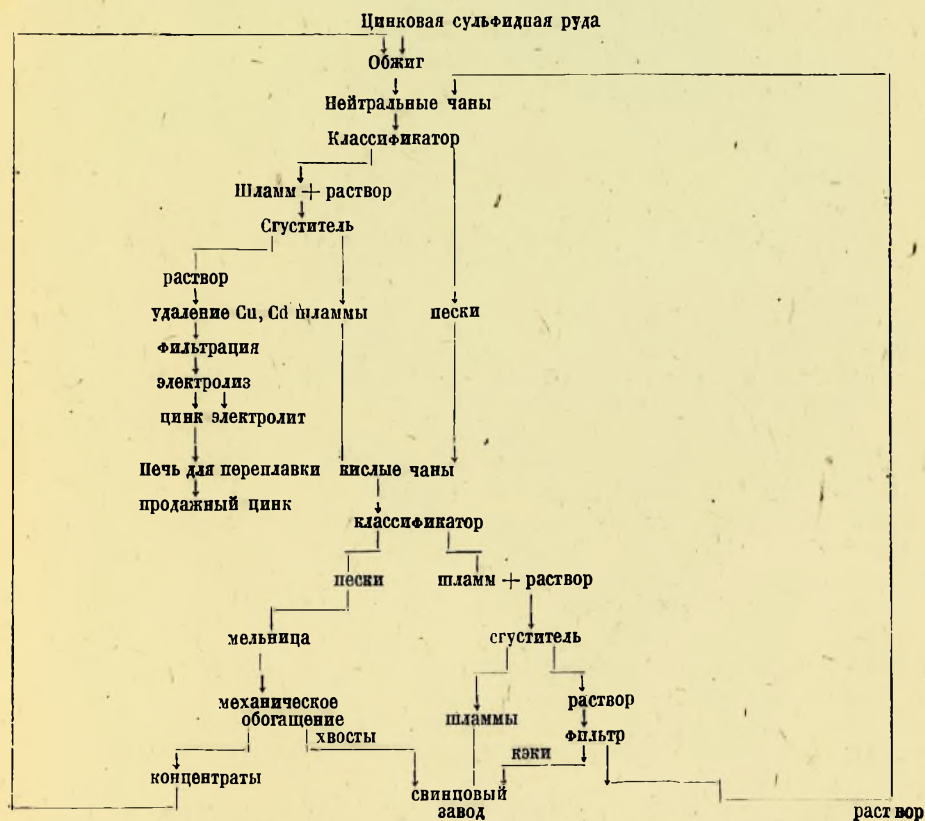
Плотность тока допускается от 160 до 270 ампер на  $\text{м}^2$  площади катода. Tainton и Pring предложили работать с растворами более богатыми цинком

(140 г на литр) и большей кислотности при плотности тока в 1000 ампер на  $m^2$ . При этом способе средний вольтаж отдельной ванны поднимается до 4 вольт. Электролит должен все время циркулировать, чтобы обеспечить гомогенность его состава и, следовательно, плотность осадка цинка. Это достигается перекачиванием раствора последовательно через ванны, расположенные каскадом.

Через пару дней катоды вынимают из ванны. Цинк, который снимается с катодов, переплавляется в отражательной печи под слоем  $ZnCl_2$  и  $NH_4Cl$ . Чтобы уменьшить окисление металла, расплавляют сначала несколько чушек цинка и катодные листы загружают в расплавленный металл.

Цинк из печи сливают в большие ковши и разливают в изложницы. Его можно вычерпать также прямо из печи.

Ниже приведено, в виде примера, описание работы на заводе Трайл (Канада) (см. схему).



На этом заводе перерабатываются сьюлливанские руды, содержащие одновременно цинковую обманку, марматит, пирротит, пирит и гален. Средний состав этих руд следующий:

Pb — 14%; Zn — 16%; Fe — 25%; Cd — 0,04;  $Al_2O_3$  — 3%; CaO — 2%; MgO — 2;  $SiO_2$  — 4%; S — 27%.



После обогащения эти руды дают концентрат с содержанием 25 — 30% Zn и 12 — 15% свинца. Концентрат измельчается и обжигается на печи Веджа при соблюдении указанных выше условий. Цинк выщелачивается в двух сериях чанов, соответственно именуемых нейтральными и кислыми чанами.

Обожженные концентраты загружаются в чаны нейтрального выщелачивания, в которые поступает нейтральный раствор из чанов для кислого выщелачивания:  $ZnSO_4$  растворяется;  $ZnO$  осаждает железо, мышьяк и сурьму, которые находятся в растворе.

Пульпа поступает в классификатор, в котором происходит разделение крупных частиц, или песка, от мелко измельченных, или шламмов.

Шламмы поступают в сгуститель. Раствор после сгустителя обрабатывается цинковой пылью для осаждения меди и кадмия. После фильтрования пурифицированный раствор поступает в электролитные ванны.

Сгущенные шламмы и пески поступают в чаны для кислого выщелачивания, куда поступает также отходящий раствор из электролитных ванн, содержащий свободную серную кислоту. В раствор прибавляют перекись марганца для перевода железа в окисное состояние и осаждения его окисью цинка в нейтральных чанах. После растворения цинка кислая пульпа поступает во второй классификатор. Шламмы идут в сгуститель. После удаления жидкой части шламмы высушиваются и направляются в виде кэков на свинцовый завод. Пески измельчаются и подвергаются механическому обогащению.

Частицы  $PbS$  и  $ZnS$ , которые могут там находиться, при этой операции отделяются. Эти сульфиды снова обжигаются в печах.

Раствор, выходящий из сгустителя, фильтруется и перекачивается в нейтральные чаны.

Электролитическая установка состоит из 53 серий, по 8 баков в каждой серии; каждый бак содержит 18 свинцовых анодов и 18 алюминиевых катодов, с активной поверхностью каждого в  $929\text{ см}^2$ . Плотность тока, отнесенная к этой поверхности, составляет 25 — 27  $A/\text{см}^2$ .

Циркуляция электролита осуществляется сифонами. Каждый бак одной серии расположен ниже предыдущей серии.

Электролит, поступающий после выщелачивания, содержит в среднем 55 г цинка на литр. Он проходит серию из 8 баков. К концу этого пути он оставляет на катодах около 60% всего цинка. После этого он поступает на кислое выщелачивание. Катоды вынимаются каждые 48 часов. Плотный осадок цинка снимается, переплавляется в отражательной печи и отливается в чушки.

При электролизе на анодах осаждается  $MnO_2$ . Этот осадок снимается каждые 2 месяца и используется как окислитель для железа и др. примесей при кислом выщелачивании.

Обожженная руда, идущая на выщелачивание, не должна содержать более 30% всего цинка в виде сульфата, в противном случае раствор обогащается цинком.

**Электролиз солянокислого раствора.** Этот способ применяется лишь на единичных заводах. Поэтому ограничимся лишь некоторыми общими указаниями. Цинк, находящийся в руде или отходах, может быть переведен в хлористое соединение путем хлорирующего обжига в присутствии  $NaCl$  или действием хлора или соляной кислоты. Первый способ имеет промышленное применение.

Ниже дан обзор способа, применяемого уже тридцать лет Гефнером (Hoefer) для извлечения цинка из цинко-колчеданных огарков после использования серы для получения серной кислоты.

**С п о с о б Г е ф н е р а.** Пиритные огарки, содержащие 10 — 15% цинка, подвергаются в муфельных печах хлорирующему обжигу в смеси с 20% NaCl для получения хлористого цинка. Обжиг, который длится 20 часов, должен протекать при низкой температуре (менее 600°) для избежания улущивания хлористого цинка. Обожженный продукт обрабатывается водой в больших железных чанах. Получается раствор, состоящий из хлористого цинка, сульфата цинка, сульфата натрия, NaCl и также из хлоридов и сульфатов разных металлов: железа, Mn, меди и др., находящихся в пирите. Остатки, состоящие из окислов железа, используются как железная руда.

Перед электролизом цинковый раствор должен быть тщательно очищен от примесей. Его сначала охлаждают до 5 — 6° ниже нуля, чтобы вызвать кристаллизацию сульфата натрия, соли мало растворимой. При этой операции сульфат цинка реагирует с NaCl и дает  $ZnCl_2$  и  $Na_2SO_4$ .

Раствор, после выделения сульфата натрия кристаллизацией, подогревается и обрабатывается хлорной и углекислой известью, чтобы осадить железо и марганец.

Осаждение прочих металлов — меди, свинца, мышьяка и др. — происходит при последней операции с помощью цинковой пыли.

Раствор после этого достаточно чист, чтобы подвергнуться электролизу. В качестве анодов применяются угольные плиты; в качестве катодов — цинковые вращающиеся диски диаметром в 140 мм.

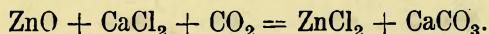
Аноды и катоды отделены диафрагмами.

Электролит, содержащий 0,08 — 0,12% свободной HCl, поступает снизу в деревянные баки и вытекает сверху. Цинк осаждается в виде плотной массы на катоде; хлор собирается в приемник над анодными ячейками, откуда он удаляется и используется для изготовления хлорной извести.

Плотность тока 100 А/м<sup>2</sup>. Напряжение — 3,3 — 3,9 вольт.

Способ Гефнера в том виде, в котором он применяется в настоящее время, имеет некоторые видоизменения.

Руда обжигается и цинк переводится в хлорид действием углекислоты и раствора хлористого кальция. Операция производится под давлением.



К качеству хлористого кальция используются остатки от фабрикации соды по способу Сольвея (Solvey). Хлорный раствор цинка очищается и подвергается электролизу в аппаратах, аналогичных гефнеровым.

Чтобы увеличить плотность цинкового осадка, предложено применять вращающиеся цилиндры, очищение которых происходит автоматически, в зависимости от толщины осадка, который образуется на их поверхности.

Электролиз расплавленного хлорного цинка. Разные испытания, проведенные в этом направлении, не дали практического результата.

$ZnCl_2$  плавится при 262°. Электролиз с угольными анодами и цинковыми катодами, расположенными на расстоянии 7 — 8 см, протекает при напряжении до 6 В. По этому способу применение диафрагм излишне. Процесс экономически невыгоден и до сих пор реального промышленного применения не получил.



### ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОЕ РАФИНИРОВАНИЕ ЦИНКА

Цинк, частично освобожденный от примесей при переплавке, годен для прокатки и для торговой латуни. Способом редестилляции можно получить металл с сотыми долями процента посторонних примесей. Таким образом сырой цинк можно очищать от примесей сухим способом до требуемого предела.

Электролитический способ рафинирования цинка не увенчался успехом. Высокая стоимость передела частично не покрывается, как при рафинировании меди, благородными металлами, которые получаются в виде побочных продуктов.

Были произведены многочисленные опыты по электролизу металлического цинка. Последние опыты были проделаны на одном из заводов Балтимора во время войны. По данным Ральстона (O. C. Ralston), электролизу был подвергнут сырой цинк марки «Prime Western». Металл, отлитый в плиты, помещался в ванны. Электролит из сернокислого раствора цинка содержал 8% Zn. Свободной серной кислоты в растворе было 1—5 г на литр.

Большее количество кислоты может вызвать коррозию осаждаемого металла. В качестве катодов применялись алюминиевые листы.

Аноды помещались в мешках, в которых собирался шламм, получаемый при электролизе. В шламме, кроме цинка, содержится кадмий, железо, свинец и т. д.

Если шламмы не держать в электрическом контакте с анодами, они слегка растворяются в кислом электролите.

Кадмий и другие примеси могут тогда загрязнить катодный цинк. После войны, когда цена на цинк пала, электролиз металлического цинка стал невыгоден. Были сделаны попытки подвергать электролизу серебристую пенку, получаемую при паркесировании свинца.

Помимо цинка и серебра, сплав содержит свинец, медь, железо, сурьму и пр. Сплав отливается в аноды, которые погружаются в электролит из сернокислого цинка. Способ этот применения не нашел.

Были сделаны неоднократные попытки извлечь цинк электролитическими способами из остатков от гальванизации, в которых содержание цинка может доходить до 90%. Такие опыты были проделаны Ричардсом (I. W. Richards) в 1914 г.

Полученный цинк содержал 99,5% Zn. Высокая стоимость передела выявила нерентабельность этого способа в заводском масштабе.

### ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦИНКА ИЗ РУД ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКИМ СПОСОБОМ

Уже давно были сделаны попытки заменить пирометаллургический способ получения цинка, широко применяемый до настоящего времени, непрерывным способом, в котором не пришлось бы иметь дело с дорогими и громоздкими ретортами современных печей и при котором пары цинка не окислялись бы. Применение электротермических печей должно, очевидно, разрешить эту проблему хотя бы в странах с водной энергией, где ток можно

получить по достаточно дешевой цене, делающей экономичной работу на электрических печах.

Переработка руды в электрических печах имеет еще то преимущество, что не требует квалифицированной рабочей силы, как это имеет место при сухом способе.

На электрических печах использование тепла лучше и потери цинка меньше, чем при восстановлении в ретортах.

Электротермия цинка в странах с дешевой водной энергией (Скандинавия) является предметом многочисленных изысканий. Появилось большое количество патентов, при описании которых авторы с большой осторожностью дают лишь основные штрихи изобретения, не входя ни в детали применения данного способа, ни в изложение результатов, полученных на практике.

Несмотря на ряд достижений, этот метод еще недостаточно проработан, чтобы найти такое же широкое применение, как старый способ. Электротермия цинка представляет особый интерес при переработке свинцовистых и серебристых цинковых руд, так как по этому способу можно отделить большую часть свинца и серебра.

До настоящего времени количество цинка, получаемого электротермическим способом, незначительно, по сравнению со старым способом. Большое количество электротермического цинка, произведенного во время войны на скандинавских заводах, получалось от редистилляции сырого цинка для военных целей.

В одних печах тепло, необходимое для разложения окиси цинка углеродом, получается от вольтовой дуги. В других печах тепло получается от сопротивления при прохождении тока через шихту.

Необходимо сказать, что печи с вольтовой дугой должны быть оставлены. Температура вольтовой дуги ( $3000^{\circ}$ ) чересчур высока для восстановления руды, которое нормально протекает между  $1300^{\circ}$  и  $1400^{\circ}$ . Из-за высокой температуры вольтовой дуги реакции протекают весьма бурно с получением высоких давлений, которые могут нарушить процесс восстановления, выбрасывая вместе с струей цинковых паров пыль, состоящую из мельчайших частиц шихты. Последняя забивает трубопроводы, связывающие печь с конденсационными аппаратами.

В печи с вольтовой дугой или в печи сопротивления количество угля, примешиваемого к руде, не берется в значительном избытке, с целью восстановить  $\text{CO}_2$  в  $\text{CO}$ , как это имеет место при сухом способе. Углекислота остается в смеси с парами цинка, способствуя образованию цинковой пусьеры в более значительном количестве, чем при сухом методе. Это обстоятельство вызывает большие трудности при электротермии цинка. Уменьшается выход цинка и затрудняется его конденсация. Было предложено много установок для восстановления пусьеры до того, как поток металлических паров доходит до конденсаторов. В разрешении этого вопроса за последние годы имеются серьезные достижения. Трудно, однако, определить степень усовершенствования этого процесса, так как специалисты очень воздержаны при описании деталей изысканий.

Из-за наличия углекислоты в газах электрической печи образующаяся пусьера более богата окисью цинка, чем пусьера цинко-дистилляционных печей. Последняя, как известно, содержит до 90% металлического цинка; количество  $\text{ZnO}$  достигает лишь нескольких процентов.



Ниже приведен примерный состав пуссыеры электротермических восстановительных печей по Равнеру:

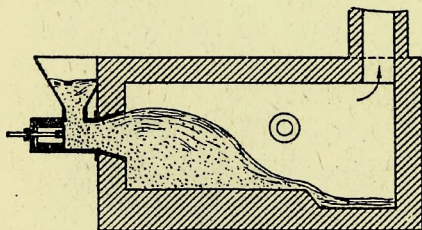
Zn	ZnO	Pb	Fe	Cd	As	Sb	S
40,10	48,48	6,15	0,58	0,09	0,05	сл.	0,94

Обращает на себя внимание высокое содержание серы в пуссыере.

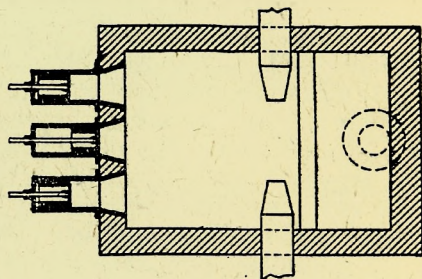
#### ДУГОВАЯ ПЕЧЬ ЛАВАЛЯ

Дуговая печь (Laval) (фиг. 151 — 152) представляет собой отражательную печь прямоугольного сечения. Шихта, загружаемая через боковой бункер, образует у одной из сторон печи кучу, откосы которой достаточно удалены от электродов, чтобы вольтыта дуга действовала между ними лишь через излучение на поверхностный слой кучи.

При этих условиях происходит восстановление руды с улетучиванием паров цинка, которые удаляются через трубопровод. Образующиеся шлаки собираются в углублении в поду.



Фиг. 151.



Фиг. 152.

Предварительно измельченная и высушенная руда смешивается с известью и железной рудой в отношениях, обеспечивающих оплавление пустой породы.

Система Лавалья не дала удовлетворительных результатов при извлечении цинка из руд. Применение этого способа ограничилось рафинированием цинка редистилляцией.

#### ПЕЧЬ ДЖОНСОНА

По мнению Ульсея Джонсона (Woolsey Mc. A. Johnson), электрические печи в металлургии цинка применимы для переработки комплексных руд, содержащих одновременно цинк, свинец, медь, серебро и золото. Эти руды не могут перерабатываться сухим способом, так как в ретортах нельзя получать жидких шлаков. В электрической печи пустая порода легко шлакуется. Свинец при этом отделяется, увлекая с собой благородные металлы. Медь концентрируется в штейне.

Вообще, электропечи представляют промышленный интерес для руд, которые невозможно переработать обыкновенным способом.

Печь Джонсона показана в разрезах на фиг. 153 — 154. Такой метод переработки имеет еще то преимущество, что полный предварительный обжиг делается излишним. Некоторое количество серы необходимо для концентрации меди в штейне. Получаемые шлаки очень бедны цинком и содержат незначительные количества свинца, меди, серебра и золота.

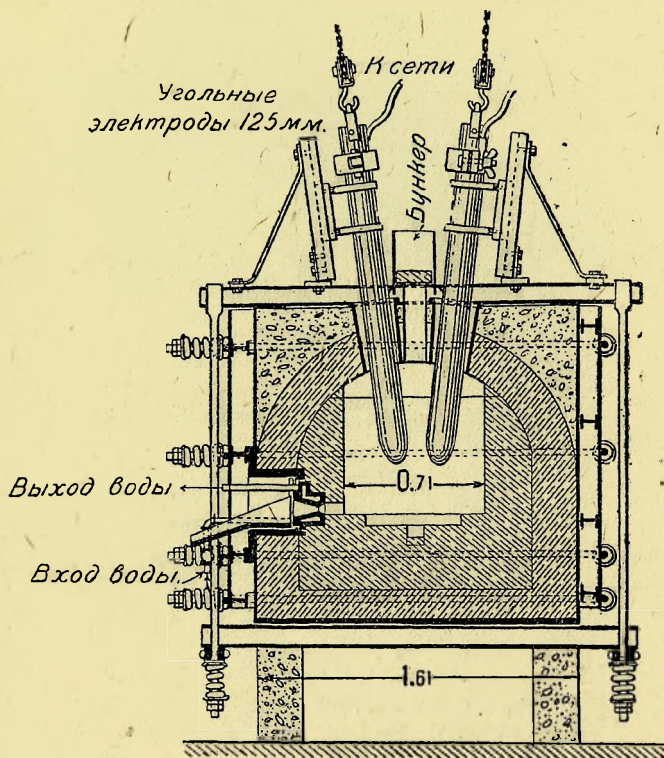
В статье Джонсона не указан способ конденсации цинковых паров.

Другая печь того же автора представлена в продольном разрезе на фиг. 155. Печь (1) загружается через бункер (7). Подогрев осуществляется с помощью электродов (6). Пары цинка, получаемые при восстановлении, проходят по каналу (9) в конденсатор (10) с перегородками (11 — 12) для удлинения пути прохождения паров.

Тела сопротивления (15) позволяют иметь в начале операции требуемую температуру для обеспечения конденсации цинковых паров в жидкое состояние.

Каналы (16) для циркуляции воздуха предназначены для охлаждения конденсатора, когда при процессе дистилляции температура сильно повышается. Пары, которые выходят из конденсатора (10), поступают в камеру (17) с перегородками (18). В этой

камере конденсируется большая часть цинка. Пары цинка из-под колпаков (20 и 21) улавливаются в мешечных фильтрах (19). Конденсированный цинк (из 13) выпускается через шпур (14). Выпуск шлака производится через отверстие, помещенное под рабочим окном (8); (2), (3), (4) и (5) обозначают различные части свода и стен печи.

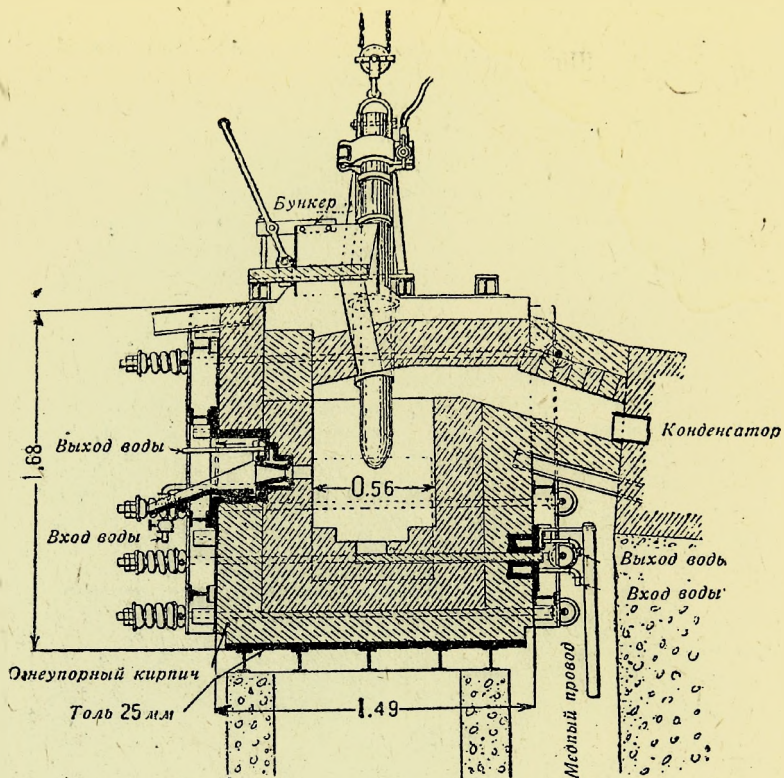


Фиг. 153.

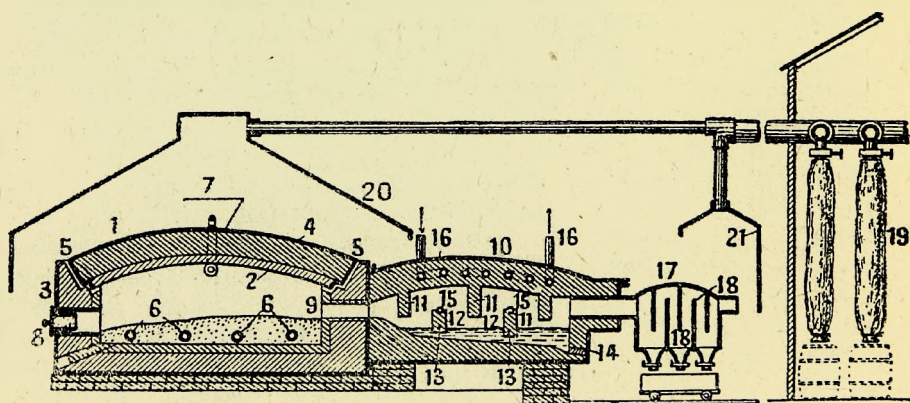
#### ОПЫТЫ, ПРОИЗВЕДЕННЫЕ В СКАНДИНАВИИ

Большие опыты были проделаны в Скандинавии, преимущественно на шведских заводах в Тролльхэттен (Trollhätten). В 1911 г. была построена 3-тонная печь для непрерывной переработки цинковых руд, содержащих





Фиг. 154.



Фиг. 155.

свинец, медь и серебро. Шихта состояла из смеси обожженной руды, флюсов и угля в количестве, необходимом для восстановления  $ZnO$  и других окислов. Подогрев осуществлялся сопротивлением шихты при прохождении тока. Последний подводился двумя подвижными угольными электродами в  $21 \text{ дм}^2$  площадью сечения, подвешенными в своде печи. Ток отводился через третий электрод, заделанный в поду печи.

Восстановленный цинк улетучивается и сжигается в конденсаторе. Большая часть свинца и серебра остается в печи.

Сера, оставшаяся в обожженной руде, образует  $FeS$  —  $Fe$  штейны. Каждая печь потребляет 350 ЛС и может переработать в сутки около 3 т руды. На 7 печах в 27 дней было переработано 558 т руды. При стоимости одной установленной ЛС в год 38,10 фр. тока расходовалось на 6675 фр. Электродов было израсходовано на 5100 фр. Выход цинка не превышал 60%. Остальные 30% дистиллированного цинка конденсировались в виде пуссьеры, загрязненной свинцом и окисью свинца и подлежащей вторичной переработке.

Жидкий цинк содержит значительное количество свинца. После редистилляции в другой печи получается металл с 99,9%  $Zn$ .

Медистый штейн, содержащий серебро и цинк, перерабатывается обыкновенным способом на медь.

Согласно статье в Eng. and Min Journ. № 314 от 1912 г., печи сопротивления в Тролльхэттен потребляют 350 ЛС. Большой вертикально поставленный электрод проходит через свод печи.

Другим электродом служит кусок графита, заделанный в поду печи.

Питание печи производится непрерывно через боковое отверстие. Вертикальный электрод, составленный из двух частей, имеет в сечении  $0,218 \text{ м}^2$ . Длина его — 3 м. Вес — 680 кг. Емкость печи — 3 т. Пропускная способность 2,8 т руды в 24 часа. Сырьем служат цинковые, свинцовистые и серебристые шламы из Брокен Хилля и каламин.

Руда шихтуется с антрацитом или коксом и необходимыми флюсами для оплавления пустой породы. Цинк дистиллирует вместе с свинцом и конденсируется частью в виде металла, частью в виде пуссьеры, содержащей 54% цинка и 20% свинца.

Жидкий серебристый свинец выпускается через шпур. Жидкие шлаки выпускаются через специальное отверстие. Шихта составлялась двух видов:

	Шихта I.	Шихта II.
Обожженные шламы . . . . .	100 кг	300 кг
Цинковая пуссьера . . . . .	200 »	—
Каламин . . . . .	—	10
Пылевидный кокс . . . . .	25 »	—
Кокс . . . . .	—	75 »
Известь . . . . .	5 »	—

Конденсат и окислы цинка выгребались через каждые 4 часа. Свинец, штейн и шлак — через 8 часов.

В 27,5 дня переплавили 518 т шламов, 19 т каламина и 22,5 т оксидов. Получили — 161 т цинка с 79%  $Zn$ , 20%  $Pb$  и 0,6%  $Fe$ . В результате рафинировки получилось 112,4 т цинка с 99%  $Zn$  и 25 т свинца.

Не считая свинцовистой, цинковой и серебристой пенки, получилась 41 т



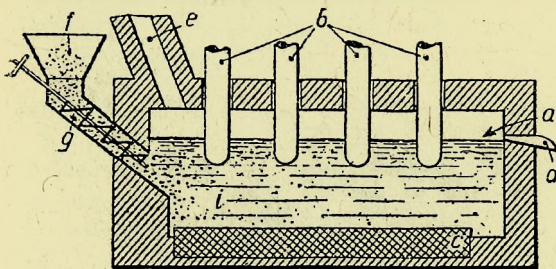
серебристого свинца. Общий выход составлял: для цинка 64%, для свинца 74%, для серебра 46%.

Некоторая часть металлов абсорбируется в кладке печи. Выломки печи измельчаются и присаживаются к шихте в количестве, соответствующем природе пустой породы руды, для получения жидкоплавкого шлака.

Расход электродов — 31,5 кг на тонну руды.

Так как при загрузке свежей шихты пары цинка увлекают пыль из последней, что затрудняет последующую конденсацию цинка, Таральдсен (F. Tharaldsen) предложил производить загрузку под шлак.

На рис. 156 показана такая загрузка. *b* и *c* — электроды; *z* — шлаковая ванна, уровень которой сохраняется постоянным благодаря выпускному отверстию *d*, сделанному на определенной высоте в стенке печи *a*. Пары цинка через канал *e* посту-



Фиг. 156.

падают на конденсацию.

Шихта через бункер *f* вводится в печь с помощью шнека под шлаковую ванну *i*.

В статье за 1913 г. Ингэлл указывает, что помимо плавки смешанных руд с оплавлением пустой породы и прямой конденсацией цинковых паров, применяется также способ полного окис-

сления цинковых паров в первой печи и восстановление окислов в другой специальной печи.

Основная идея этого способа заключается в том, что в электрической печи получается лучшая конденсация цинка, если исходить из богатого и относительно чистого материала (окись цинка).

При восстановлении руды получается, помимо цинковых паров, большое количество газов и паров, которые затрудняют конденсацию и способствуют образованию пуссыеры.

Возникает вопрос, почему при способе, описанном Ингэллсом, просто не конденсировать весь цинк в металлическую пыль и перерабатывать ее в другой печи. В этом случае получилось бы меньше газов, смешанных с парами цинка, и конденсация последних протекала бы в лучших условиях.

При электротермии цинка трудно уменьшить образование пуссыеры, которая снижает выход и вызывает необходимость повторной переработки полупродуктов.

Несколько слов о горизонтальных и вертикальных печах-сопротивления Натузиуса (Nathusius).

Печи-сопротивления. По мнению изобретателя, вертикальная печь лучше подходит для непрерывной работы. Такая печь показана на фиг. 157 и 158. В общих чертах эта установка заключается в следующем. Шахта нагревается с помощью электродов *C*. Печь и конденсационная камера *B* заключены в железный кожух *F*, непроницаемый для воздуха, что уменьшает окисление цинка. Под кожухом находится слой асбеста или песка, уменьшающий потери тепла на излучение.

Стальные электроды заделываются в кладку печи. При выходе в печь они

изолируются железной покрывкой. Стенка, прилегающая к кожуху, выкладывается из огнеупорного кирпича. Внутренняя часть стенок к шахте *A* набивается смесью из доломита или магнезита с смолой, если шихта основная.

При кислой шихте набойка делается из кварцевого песка и смолы.

Шихта загружается из бункера *N*. Она постепенно опускается вниз, по мере того как раймовка выгружается через расположенное внизу отверстие *P*.

По пути шихта подогревается газами и парами, которые по каналам *H* поступают в конденсатор *B*.

Кроме того, подогрев производится электротоком. Температура регулируется таким образом, чтобы она не превышала  $t$ -ры, необходимой для восстановления шихты, т. е.  $1300^{\circ}$ .

При таком подогреве получается непрерывное и полное восстановление руды. В случае получения жидкого свинца или расплавления части шлаков, жидкие продукты выпускаются через отверстие *L* внизу печи.

Пары цинка и газы отсасываются эксгаустером. Конденсатор может охлаждаться водой или воздухом по системе каналов.

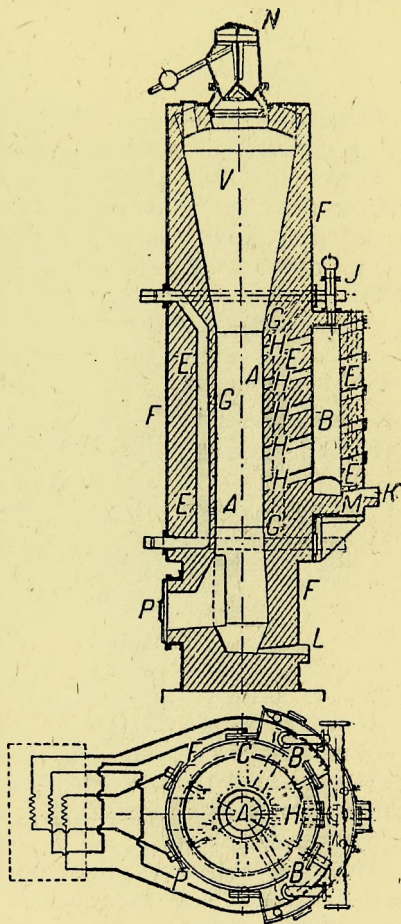
С помощью горелок через те же каналы конденсатор может при необходимости подогреваться.

Эксгаустер отсасывает газы и пары, которые выделяются из шихты до начала восстановления окиси цинка. Им же регулируется внутреннее давление при восстановлении. В верхней части печи находится камера *V*, в которой шихта подогревается до попадания в зону восстановления. По поводу расхода электрической энергии автор высказывает следующие соображения:

Допустив, что шихта не подогревается и тепло отходящих продуктов не используется, для получения 1 кг цинка необходимо 1594 кал, что соответствует 1,853 квч. Если же допустить, что шихта подогревается за счет тепла отходящих продуктов, причем последние охлаждаются до  $15^{\circ}$ , — тогда соответствующие цифры будут 496 кал или 0,579 квч.

Эти цифры сугубо теоретические. Все тепло нельзя использовать и шихту невозможно нагревать до температуры восстановления теплом газов и паров, выделяемых из печи.

По данным автора, при переработке шихты, содержащей 1000 кг руды с



Фиг. 157 и 158.



63,6%  $\text{ZnO}$ , 8,6  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 16,9  $\text{SiO}_2$ , 2,4  $\text{PbO}$ , 1,68  $\text{CaO} + \text{MgO}$ , 1,54  $\text{MnO}$  и 5%  $\text{ZnS}$ ,  $\text{ZnSO}_4$ ,  $\text{FeS}$ ,  $\text{CaSO}_4$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{PbSO}_4$ , и 267 кг восстановителя, было израсходовано 920 кг.

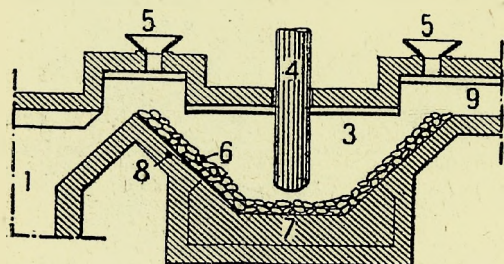
Неизвестно, нашел ли патент Nathusius'a применение в промышленности.

### ОПЫТЫ ПО УСТРАНЕНИЮ ОКИСЛЕНИЯ ПАРОВ ЦИНКА

Ниже будет дан обзор опытов по уменьшению окисления цинка с момента его выделения из руды до поступления паров в конденсатор.

В патенте Тролльхэттенской электротермической компании (Trollhätten Elektrothermiska Aktiebolag) приведена следующая конденсационная установка (фиг. 159). Между печью 1 и конденсатором находится аппарат, который служит одновременно пылевой и восстановительной камерой.

Аппарат заполнен коксом 6 и подогревается электротоком, проходящим через электрод 4 и стенки 7 — 8, покрытые углем. Сечение камеры значительно больше сечения каналов, соединяющих ее с печью и конденсатором.



Фиг. 159.

Газы и пары по выходе из печи медленно проходят над коксом.  $\text{CO}_2$  восстанавливается в  $\text{CO}$ . Пыль, которая здесь оседает, также восстанавливается. Температура в камере должна быть достаточно высокой, чтобы пары цинка при прохождении через нее не сжижались. Освободив-

шись от пыли и других примесей, пары цинка поступают в конденсатор.

Кокс вводится в печь через отверстие (5) в своде печи.

В настоящее время на заводах Тролльхэттен не стремятся получить сразу металлический цинк при первой восстановительной операции. Пары цинка конденсируются в виде пыли, которая перерабатывается электротермически в специальной печи.

На других заводах, которые применяют способ прямой конденсации, в металлическом состоянии получается лишь 70% цинка. 30% получается в виде пыли, которая прибавляется к шихте, идущей на восстановление.

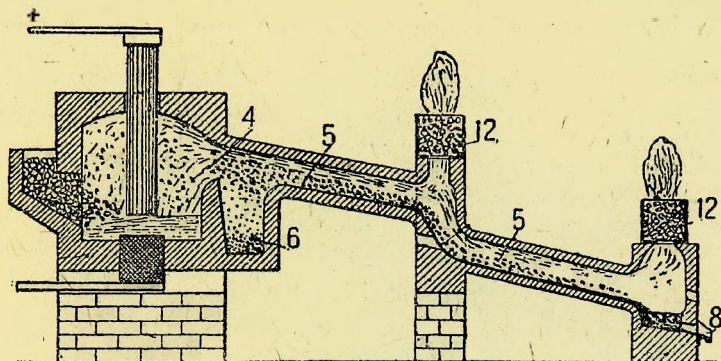
Выход цинка составляет в настоящее время 90%. Значительная потеря цинка получается в шлаках, которые содержат 1,0 — 1,5%  $\text{Zn}$ . В указанный выход в 90% включается цинк, полученный в металлическом состоянии, и цинк в полупродуктах.

Система конденсации, представленная на фиг. 160, имеет целью отделить пары цинка от газов, которые могут препятствовать их сжижению. Газы и пары, получаемые при восстановлении шихты, проходят через камеру (6), достаточно обширную, чтобы замедлить скорость газового потока и осадить пысьеру. При прохождении через канал (5) газы отделяются и уходят через отверстия (12). Пары цинка, освободившись от газов, конденсируются в (8).

Так как проникновение воздуха через отверстия (12) может служить причиной взрывов, их закладывают коксом.

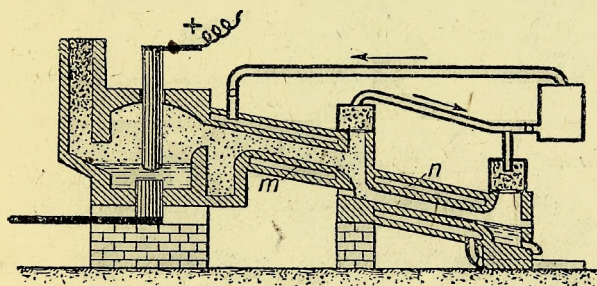
Получается газовая пробка, достаточно эластичная для внутренних давлений.

Чтобы сохранять в конденсационных трубах наиболее благоприятную



Фиг. 160.

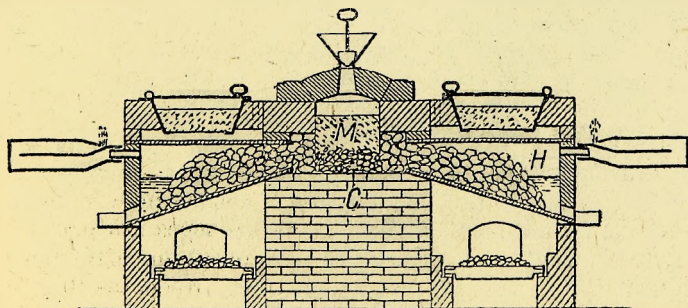
температуру, их окружают каналами *mn*, называемыми уравнивателями температур, в которых циркулируют газы, выходящие из конденсатора (фиг. 161).



Фиг. 161.

Отходящие газы сжигаются в котлах.

Печь Имберта (Imbert Process Company, New-York) имеет целью восстановить окись цинка до того, как пары цинка поступают в конденсаторы (фиг. 162).



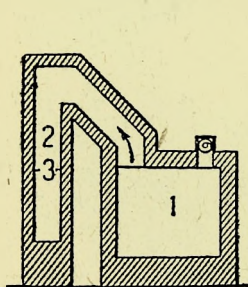
Фиг. 162.



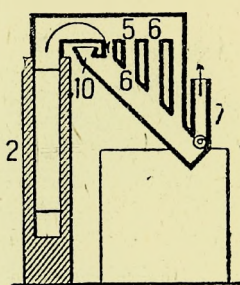
Уголь, который служит сопротивлением  $C$ , в виде небольших кусков загружается непосредственно под шихту. Пары цинка должны пройти сквозь уголь, причем  $ZnO$ , которая содержится в парах, восстанавливается. Шихта  $M$ , нагреваясь по мере приближения к телу сопротивления  $C$ , освобождается от элементов, вредных для конденсации. В конденсаторы  $H$  попадают лишь пары цинка и  $CO$ . Конденсаторы также заполнены углем.

Работа проводится следующим образом. Когда сопротивление  $C$  нагреется до температуры  $1\,200 - 1\,300^\circ$ , загружают шихту, толщина слоя которой регулируется таким образом, чтобы пары цинка не могли пройти через нее.

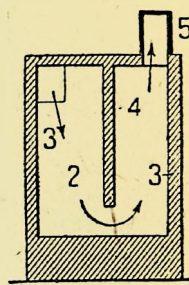
Этим значительно уменьшается потеря тепла на излучение. Загрузки шихты следуют в таком порядке, что высота восстановительной зоны остается по возможности постоянной. Цинк оседает в жидком состоянии в нижней



$A-B$   
Фиг. 163.



$C-D$   
Фиг. 164.



$E-F$   
Фиг. 165.

части конденсаторов. Последние должны при задувке печи подогреться до требуемой для конденсации температуры.

В описанной конструкции печи, когда шихта начнет плавиться, шлак будет стекать сквозь куски раскаленного угля, и сопротивление  $C$  должно заместиться расплавленной шихтой.

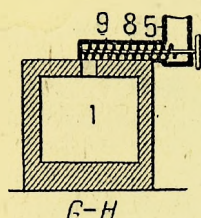
Для возможного увеличения выхода цинка в жидком состоянии Берглунд (Edouard Salomon Berglund), в Тролльхэттене, предложил печь, имеющую следующие конструктивные особенности (фиг. 163 — 167): 1 — электропечь; 2 — первый конденсатор, выложенный огнеупорным кирпичом, в котором держится достаточно высокая для конденсации цинка температура. Образование пуссверы сводится в этом конденсаторе до минимума. Конденсатор 2 — с помощью перегородок 4 разбит на несколько отделений. К конденсатору 2 примыкает второй конденсатор 5, в котором газы охлаждаются до той степени, что цинк, который находится в них в взвешенном состоянии, оседает в виде пыли.

Для этой цели конденсатор 5 делается из жести, без футеровки. Конденсатор имеет ряд каналов для охлаждения и конденсации в желаемых пределах. Не сконденсировавшийся цинк удаляется через отверстие 7. Конденсатор 5 соединен с печью 1 каналом, через который проходит шнек, доставляющий цинковую пуссверу обратно в печь. Через отверстие 10 можно загрузить шихту в конденсатор 5, которая тем же шнеком подается в печь 1.

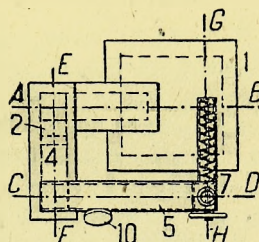
Шихта при прохождении через конденсатор охлаждает последний, сама нагреваясь перед тем как попасть в печь.

Берглюнд предложил одним конденсатором обслуживать две и больше печей.

Соединение печей с конденсатором делается таким образом, что каждая печь может самостоятельно выключаться из батареи (фиг. 168 — 169).

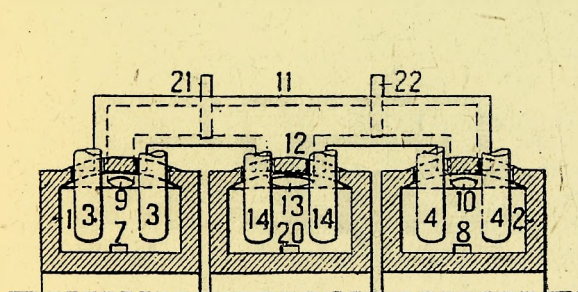


Фиг. 166.

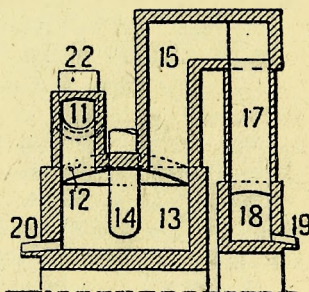


Фиг. 167.

1 — 2 — печи; 3 — 4 электроды; 7 — 8 — отверстия для выгрузки шлаков; 9 — 10 — выходные отверстия для цинковых паров, соединенные с газоходом 11. Последний через отверстие 12 соединяется с камерой 13, тех же размеров, что и печи 1 — 1. Камера снабжена электродами 14 для подогрева и газоходом 15, для соединения с конденсатором. 17 — изображают конден-



Фиг. 168.



Фиг. 169.

сационные трубопроводы, которые оканчиваются внизу камерой 18 с шпунтом 19. 20 — выпускное отверстие для камеры 13.

Печи могут выключаться с помощью задвижек 21 — 22 (фиг. 168). Когда какая-либо печь выключена, в конденсаторы продолжают поступать пары цинка из другой печи. Условия для конденсации цинка остаются те же. Регулирование электротока позволяет держать в камере 13 температуру, необходимую для конденсации цинка. Имея в последней слой раскаленного угля, можно пурифицировать пары цинка и восстанавливать  $\text{CO}_2$  в  $\text{CO}$ .

Во всех описанных патентах стремление изобретателей было направлено на получение такой установки, которая позволила бы сократить до минимума окисление цинка и образование пуссеры.



В виду той осторожности, которую проявляют металлурги, специализирующиеся на изучении электротермии цинка, при опубликовании материалов, трудно сказать, какие реальные результаты достигнуты для разрешения основной проблемы конденсации.

### ПРИМЕНЕНИЕ СДВОЕННОЙ ПЕЧИ

Кот (Côte) и Пьеррон (Pierron) предложили применить для восстановления бленды и смешанных руд две печи, соединенные таким образом, что с точки зрения работы можно сказать, что имеем дело с одинарной печью. Восстановительный процесс происходит в первой печи. Во второй печи происходит рафинирование. Металл получается в виде капелек и пыли. После вторичной дистилляции получается чистый цинк.

Руды, которые перерабатывались на этой печи, содержали: 30—40% Zn, 5—15% Pb, 8—12% Fe в окисном или сульфидном состоянии, 20—30% S и 10—15% пустой землистой или известковой породы. К руде примешивается известь и уголь.

При опытной плавке было проплавлено 4 т руды с 35% Zn. Расход электроэнергии составлял 2000—2200 кал на 1 т. В шлаках оставалось 1,6% Zn. Металл в конденсаторе получился почти химически чистый (99,93% Zn). Общие потери не превышали 9%. Расход электродов составлял 12 кг на тонну руды. Вся установка потребляла 500 НР, из них 350—375 на реакции в печи и 150—125 в конденсаторе.

Из описания видно, что обе печи работают одновременно. Трудно себе представить, как продукты (цинк и пуссьеры), получаемые в первой печи, могут попасть во вторую печь, когда последняя в ходу.

### СПОСОБ ЛАВАЛЯ

В Швеции и Норвегии применяется способ извлечения цинка в две фазы. При первой операции восстанавливают цинк из окиси с помощью кокса или антрацита в дуговой печи или печи сопротивления. Пары цинка конденсируются в виде пыли. Последняя, редистиллированная в другой печи, дает чистый цинк.

К рудной пихте прибавляются необходимые флюсы для ошлакования пустой породы. Кроме шлаков, из которых в дальнейшем извлекается медь, получается также серебристый свинец.

По этому способу можно переработать комплексные руды бедные цинком. Руда, переработанная в Тролльхэттене в 1919 году, содержала: цинка—30%, свинца—7%, меди—2%, серебра—0,02%.

Результаты получились при этом следующие:

Расход электроэнергии. С одного киловатта в год получилось 850 кг цинка, что соответствует 9400 ккал на тонну цинка (предположив, что ккал/год = 8000 ккал). С повышением содержания цинка в руде эта цифра соответственно снижается.

Расход электродов составлял 10 кг на тонну руды или 37 кг на тонну цинка.

Расход восстановителя (кокса или антрацита) составлял 150 кг на тонну руды или 350 кг на тонну цинка.

Ра б с п л а. На одного рабочего в год приходится 100 *т* цинка.

В ы х о д ц и н к а: 90% от цинка в шихте.

Н а к л а д н ы е р а с х о д ы: в 1918 г. — 40 — 50 крон (крона = 1,39 фр.) на тонну полученного цинка.

На заводе Сундлёккен (Sundloekken), на котором работают по способу Лавала, получаемый цинк содержит 99,9, 99,5 и 98,5% Zn.

Изменения, внесенные на заводах в Тролль-хэттен в переработку цинковых руд электротермическим способом. Согласно сообщению Ингэллса в журнале «American Electrochemical Society» за сентябрь 1921 г., руды плавятся в печи сопротивления с прибавлением необходимых флюсов для получения шлака, содержащего 50% кремнезема и очень мало цинка. Цинк, свинец и серебро при процессе улетучиваются. Металлические пары быстро охлаждаются; таким образом продолжительность соприкосновения их с окислительными газами доводится до минимума. Цинк конденсируется в виде пуссьеры, которая состоит главным образом из металлического цинка.

Пуссьера переплавляется при температуре плавления цинка под вакуумом в печи, в которой пыль одновременно перетирается (печь Корнелиуса).

По этому способу с успехом работали печи с пропускной способностью в 12 *т* в сутки.

Сырой цинк ликвацией очищается от большей части свинца.

Для быстрой конденсации паров цинка и минимального их окисления Корнелиус предложил установку из труб, охлаждаемых воздухом или водой.

#### МЕТОД ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЦИНКА ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКИМ ПУТЕМ БЕЗ РАСПЛАВЛЕНИЯ ШИХТЫ

В описанных выше электротермических процессах необходимое тепло получалось от сопротивления при прохождении тока сквозь шихту. Благодаря высокой температуре пустая порода переходила в жидкое состояние. В этого рода печах, помимо металлического цинка, получается весьма значительное количество пуссьеры.

В 1917 — 1918 гг. в Ист Сент-Луи (East Saint-Louis. С. Ш.) был поставлен ряд опытов с целью найти способ, по которому аналогично сухому способу можно было бы получить цинк без расплавления шихты.

Атмосфера печи была такова, что почти не образуется пуссьеры. Руда, содержащая окись цинка, смешивалась с дробленным коксом и смолой.

На 100 частей руды берется 60 — 85 частей кокса и 18 — 25 частей смолы. Смесь прессуется в цилиндрические брикеты. Последние обжигаются при  $t^{\circ}$  450 — 500° для возгонки летучих составляющих смолы. Обработанные цилиндры, которые являются хорошим проводником для электротока и служат электродами, имеют 22 см в диаметре и 52 см в высоту. Они вставляются между полюсами электродов и действуют как тела сопротивления. Нагреваясь до т-ры, необходимой для восстановления и дистилляции, они не меняют своей формы и физического состояния.

В печи, применяемой в Ист Сент-Луи (фиг. 170), загрузка состоит из 12 колонок; каждая колонка составлена из 3 поставленных друг на друга брикетов. Общий вес их равняется 1 430 кг, из них 770 — 900 кг восстанавливаемой руды.



Печь имеет две платформы, используемые поочередно.

На каждую платформу загружаются 12 колонок брикетов. Шихта закрывается железным колпаком *A*, футерованным изнутри огнеупорным кирпичом. Колпак перемещается с помощью тали и сообщается с футерованным железным цилиндром *B*, в котором конденсируется дистиллируемый цинк. Когда шихта перекрыта колпаком и конденсатор поставлен на место, пускают ток через брикеты. Последние нагреваются до температуры восстановления и дистилляции цинка. Через 8 часов операция заканчивается. Колпак *A* приподнимается и относится в сторону. Используемые брикеты, которые сохранили свою форму, снимаются с платформы. Колпак, нагретый докрасна, подносится талью ко второй платформе, на которую также загружаются 12 столбиков из брикетов. Колпак опускается и покрывает собой свежую шихту. Работа идет непрерывно: то на одной, то на другой платформе.

Почти весь цинк конденсируется в металлическом состоянии.

В этом аппарате можно производить дистилляцию почти так же, как в ретортах цинковых печей, в атмосфере окиси углерода без  $\text{CO}_2$  и газов-окислителей. Разница заключается лишь в том, что тепло, необходимое для восстановления, получается в самой шихте, а не через стенки реторт.

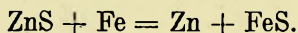
При извлечении цинка из руд расход энергии составлял приблизительно 1 500 *квч* на тонну руды.

Этот способ был также с успехом применен к комплексным рудам, содержащим, кроме цинка, свинец, медь и серебро.

Если руда содержит мало пустой породы, углеродистые остатки после дистилляции цинка снова используются в качестве кокса для новой шихты. Таким образом можно концентрировать благородные и ценные металлы в остатках от дистилляции.

#### РАЗЛОЖЕНИЕ ЦИНКОВОЙ ОБМАНКИ ЖЕЛЕЗОМ.

Чтобы устранить трудности при конденсации цинка и уменьшить образование пусьеры, которая является слабым местом в электротермии цинка, Кот и Пьеррон предложили разлагать цинковую обманку железом по уравнению



При этом способе пары цинка не смешиваются с другими газами и парами, затрудняющими конденсацию и способствующими образованию пусьеры.

После многих промышленных опытов, начиная с 1904 г., изобретатели установили в 1913 г. в Южине (Ugine, Savoie) печь, показанную на фиг. 170.

Аппарат, мощностью в 400 *кв*, является одновременно дуговой печью и печью сопротивления. Шахта *A*, стенки которой сделаны из электродной набойки, имеет цилиндрическую форму. Внутренний диаметр имеет 1,20 м, внешний — 2,25 м. Глубина — 1,10 м. Шахта служит полюсом, к которому ток подводится по медным шинам и железному кожуху, в котором она заключена. Шахта закрывается сводом, изолированным от стенок.

Другим полюсом служит электрод *B*, диаметром в 0,5 м и длиной в 2,25 м. Электрод может передвигаться в вертикальном направлении. Ток к нему под-

водится по железному кольцу, соединенному с медными шинами *b*. Переменный ток в 20 000 V питает трансформатор в 500 кв, поставленный возле печи.

Загрузка шихты производится через 2 отверстия в своде в стороне от электрода *B*. Шлаки и сернистое железо удаляются через выпускное отверстие *c*. Пары цинка отводятся по трубопроводу *d*. Шихта, состоящая из руды и железных гранул, весит 300 кг. Загрузка производится каждые 2 часа. Цинк конденсируется в камере *C*, в которой требуемая температура поддерживается регулировкой печи. Вместе с цинком оседают кремнезем, известь, железо и т. п., увлекаемые или улетучиваемые вместе с ним.

Не сконденсированные пары проходят через конденсатор *D*, заполненный кусками угля, накаливаемого докрасна. Цинк, не конденсированный в *C* и *D*, оседает в виде пуха, очень чистой и мало окисленной, в барабане *G*.

Жидкий цинк из *C* и *D* выгребается через отверстие *E*.

Через дверку *F* удаляется в определенные промежутки загрязненный уголь.

Цинковая пыль без доступа воздуха падает в аппарат *H*, подогреваемый током до 450°, в котором она плавится вместе с небольшим количеством флюсов (состав последних не указан).

В камерах *C* и *D* получается до 75% цинка в жидком состоянии.

Результаты опы-

тов. В 62 часа было проплавлено 9 560 кг цинковой обманки, содержащей 34,8% Zn, 2,6% Pb, 10,0% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 7,3% CaCO<sub>3</sub>, 12,5% SiO<sub>2</sub> и 21,1% S.

Расход железа и флюсов соответственно равен 2 970 и 450 кг.

Электроэнергии всего израсходовано 16 285 квч.

Через *E* и *H* выгребли 2 810 кг цинка с 99,06% Zn и 538 кг шлаков с 34,7% Zn. Последние снова перерабатываются в печи.

Отвалных шлаков и сернистого железа получилось 9 730 кг с 1,85% Zn.

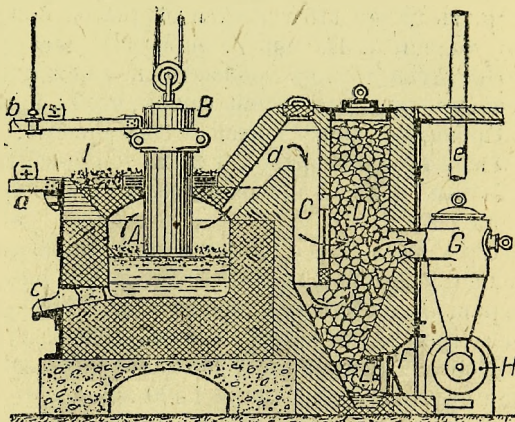
Расход электродов составлял 12 кг на тонну руды.

В общем печи перерабатывали в 24 часа 3 200 кг цинковой обманки с расходом энергии в 2 700 квч на тонну, или 96 ЛС на тонну руды в сутки. Общая потеря цинка, считая и потерю при переработке шлаков, составляла 11%.

В 1913 г. изобретатели определяли стоимость переработки тонны бленды с 34,38% Zn в 48 фр. Эта стоимость складывалась из:

Электроэнергия: 2 300 ЛС час, по 50 фр. ЛС год . . . . .	13,30 фр.
Электродов . . . . .	5,80 »
Железа . . . . .	4,25 »
Рабсилы . . . . .	7,65 »
Амортизации и накладных расходов . . . . .	17,00 »

48,00 фр.



Фиг. 170.



## РАФИНИРОВАНИЕ ЦИНКА ДЕСТИЛЛЯЦИЕЙ В ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ПЕЧИ

Этот способ рафинировки практикуется в значительной мере в Скандинавии. В печах для редистилляции металл нагревается до температуры кипения с помощью вольтовой дуги, помещенной над ванной. В виду отсутствия посторонних паров и газов, конденсация цинка происходит очень легко. По данным Билляза (A. Billaz), выход цинка составляет 97% при расходе энергии в 1000 *квч* на тонну рафинированного цинка.

## ПРОКАТКА ЦИНКА

Часть цинка выпускается на рынок в виде прокатанных листов различной толщины. На многих цинковых заводах имеются прокатные цеха.

Прокатка должна производиться между 100 и 150°. В этом интервале температур цинк достаточно ковкий, чтобы прокатываться, не образуя рванин.

Прокатка производится в два приема:

1) на крупно-сортном и 2) на тонко-сортном прокатных станах.

Металл должен предварительно рафинироваться для очищения от свинца и железа.

**Г р у б а я п р о к а т к а** (оболванивание). Цинк отливается в чушки, толщина которой подсчитывается для получения листа определенных размеров. Затем чушку охлаждают до 120° — 150° и пропускают ее несколько раз через валки прокатного стана до получения листа толщиной в 5 мм.

Прокатный стан имеет два валка в 500 мм диаметром, расположенные друг над другом. Длина стана 1400 мм.

Нижний вал находится на одной оси с шипом, на который надето маховое колесо в 7 — 10 м диаметром, весом в 40 — 50 т.

Вращение производится от мотора, паровой машиной и т. д.

Верхний вал вращается просто скольжением. Он уравновешен контргрузом, помещенным под станиной.

Работа производится следующим образом. Прокатчик хватает чушку клещами и толкает ее между валками. Прокатанная чушка подхватывается подручными и возвращается прокатчику через верхний вал. Работа длится до тех пор, пока чушка не превратится в лист толщиной в 5 мм. После каждой прокатки верхний вал приближают к нижнему.

Полученные листы имеют неправильную прямоугольную форму. Неровные края обрезаются ножницами.

Листы подогреваются затем в камерах, которые помещаются на своде рафинировочной печи. Отсюда они попадают на отделочные станы.

Конструкция последних аналогична описанному стану. Вал делает 32 — 38 оборотов в минуту. Для тонкой прокатки листы соединяются в пакеты по 7 — 8 и больше листов. Вес пакета таков, что он легко поднимается рабочим.

Тонкие листы обрезаются ножницами до необходимых размеров.

Затем они взвешиваются, калибруются и маркируются номером, соответствующим толщине.

Перед отправкой листы скатываются в рулоны и упаковываются в деревянные бочки.

Для отправки морем рулоны упаковываются в цилиндр из спаянного цинкового листа. Все вместе помещается в деревянные бочки.

По «Континентальной Таблице» прокатанный цинк имеет 26 номеров. (1 — 26). № 1 соответствует толщине в 0,10 мм; № 26 — 2,66 мм. Приблизительный вес м<sup>2</sup> листа № 1 — 0,700 кг, № 26 — 18,760 кг.

№ листа	Толщина мм	Средний вес м <sup>2</sup> кг	№ листа	Толщина мм	Средний вес м <sup>2</sup> кг
1	0,100	0,700	14	0,82	5,740
2	0,148	1,000	15	0,95	6,650
3	0,186	1,300	16	1,08	7,560
4	0,228	1,600	17	1,21	8,470
5	0,250	1,750	18	1,34	9 380
6	0,300	2,100	19	1,47	10 290
7	0,350	2,450	20	1,60	11 200
8	0,400	2,800	21	1,78	12 460
9	0,450	3,150	22	1,96	13 720
10	0,500	3,500	23	2,14	14 980
11	0,580	4,060	24	2,32	16 240
12	0,660	4,620	25	2,50	17 500
13	0,740	5,180	26	2,68	18 760

Стоимость прокатки, включая предварительную рафинировку, составляла до войны в среднем 70 — 80 фр. на тонну прокатанного цинка. В настоящее время она составляет 200 фр.

Прокатчик и подручные оплачиваются либо сдельно, либо определенной ставкой с добавочной премией, которая тем выше, чем тоньше листы.

Катаный цинк расходуется в значительных количествах на крыши, желоба, водосточные трубы и т. д. Он применяется для лощения бумаги, для устранения настылей в котлах, для изготовления домашних вещей, как ванны, тазы и т. д.



# КАДМИЙ

## СВОЙСТВА КАДМИЯ

**Физические свойства.** Кадмий — белый металл с сильным блеском, очень мягкий, ковкий, хороший проводник. Плотность его — 8,6.

Кадмий плавится при  $321^{\circ}$ . Кипит при  $778^{\circ}$ , т. е. температура кипения кадмия почти на  $150^{\circ}$  ниже температуры кипения цинка. Благодаря разнице в степени улетучивания обоих металлов делается возможным их разделение.

**Химические свойства.** На воздухе при обыкновенной температуре Cd не меняется. При красном калении кадмий переходит в окись ( $\text{CdO}$ ), коричневого цвета. Cd легко растворяется в минеральных кислотах.

Из растворов солей Cd может быть осажден цинком.

**Сплав**ы. Cd образует сплавы со многими металлами. Сплавы кадмия с Pb, Sn, Bi характеризуются низкой температурой плавления.

Эти сплавы применяются в качестве мягких припоев, «клише», плавней.

На стр. 197 приведена таблица сплавов с температурой плавления ниже  $200^{\circ}$ . Таблица взята из «Zeitschrift des Ver. Deut. Ing.» от 3 августа 1918 года.

Амальгама из 26% Cd и 74% Hg применяется для пломбирования зубов.

Сплавы Cd с золотом, серебром и медью также обладают низкой температурой плавления. Они идут на изготовление драгоценностей.

С п л а в ы			
Au	Ag	Cd	Cu
75	16,6	8,4	—
74,6	11,4	4,3	9,7
75	12,5	12,5	—

Сплав из 20 частей цинка и 15 частей Cd применяется в качестве припоя для алюминивой бронзы.

Сплав Cd-Sn (с 20 — 30%) применяется как предохраняющее от окисления средство. Кроме некоторых сплавов, кадмий, добыча которого весьма ограничена, применяется для получения  $\text{CdS}$  (красящее вещество) и в пиротехнике.

Было предположено использовать Cd при получении вольфрамовых нитей для электрических ламп.

Точка плавления W очень высока. Чтобы получить жидкий металл, приплавляют металлический порошок W, полученный от восстановления  $\text{WO}$ , к плаву из 42 частей Cd, 53 частей Hg и 5 частей Bi.

Точка отвердевания	t° интервал отвердевания	Химический состав в %				Исследователь
		Pb	Sn	Bi	Cd	
70°	—	26,3	13,3	50	10	Wachlert
	75—70°	24	14	48	13	
	75—70°	32	13	45	10	
	80—70°	35	13	42	10	
	85—70°	37	13	40	10	
	100—70°	35	20	35	10	
91,5°	—	40	—	52	10	Barlow
	95—91,5°	42	—	50	8	
	100—91,5°	44	—	48	8	
	110—91,5°	48	—	44	8	
96°	—	32	16	52	—	Charpy
	100—96°	34	16	50	—	
	105—96°	36	16	48	—	
	110—96°	38	16	46	—	
	115—96°	40	16	44	—	
	120—96°	42	16	42	—	
103°	—	—	26	53	21	Stoffel
	110—103°	—	29,5	49,5	21	
	115—103°	—	32	47	21	
	120—103°	—	34,5	44,5	21	
125°	—	44	—	56	—	Bornemann
	130—125°	46	—	54	—	
	135—125°	48	—	52	—	
	140—125°	50	—	50	—	
	145—125°	52,5	—	47,5	—	
	160—125°	55	—	45	—	
136,5°	—	—	42	58	—	Stoffel
	140—136,5°	—	44	56	—	
	145—136,5°	—	46	54	—	
	160—136,5°	—	51	49	—	
145°	—	32	50	—	18	Stoffel
	150—145°	35,5	46,5	—	18	
	155—145°	39	43	—	18	
	160—145°	42	40	—	18	
	165—145°	45,5	36,5	—	18	
	170—145°	49	33	—	18	
149°	175—145°	52,5	29,5	—	18	Bornemann
	—	—	—	62	38	
	150—149°	—	—	62	38	
	155—149°	—	—	61	39	
	160—149°	—	—	60	40	
178°	165—149°	—	—	58,5	41,5	Bornemann
	—	—	8	—	32	
	185—178°	—	64	—	36	
	190—178°	—	560	—	40	
	195—178°	—	56,5	—	43,5	
	200—178°	—	53	—	47	
181°	—	36	64	—	—	
	185—181°	37,5	62,5	—	—	
	190—181°	39	61	—	—	
	195—181°	40,5	59,5	—	—	
	200—181°	42	58	—	—	



Смесь нагревают и растирают в ступке. Полученную массу превращают в шпатель. При накаливании последних сплав улетучивается. Остаток прокаливается в пустоте, чтобы сообщить ему большую твердость.

Cd-галогенные соли также находят некоторое применение в промышленности.

Свойства сернистого соединения и окиси кадмия. CdS — сернистый кадмий — существует в природе в виде минерала гринокита (77,6% Cd) и встречается в Шотландии, Богемии и т. д., но всегда в столь незначительных количествах, что его нельзя рассматривать как кадмиевую руду. CdS можно получить действием сероводорода на раствор соли кадмия. Осадок имеет окраску от ярко-желтого до оранжевого цвета в зависимости от условий осаждения.

CdS применяется как краска.

CdO — окись кадмия, коричневого цвета, — можно получить мокрым способом или прямым окислением Cd. Дблец составил кривую улетучивания CdO. При  $t^{\circ} = 1000^{\circ}$  улетучилось 1,2% всего количества окиси кадмия.

CdCO<sub>3</sub> — карбонат кадмия — встречается в небольших количествах в галмее. При нагревании разлагается на CdO и CO<sub>2</sub>.

#### ИСХОДНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ КАДМИЯ

Кадмий встречается в большей части цинковых руд: в цинковой обманке и галмее. Содержание Cd в цинковой руде довольно разнообразное. Часто оно составляет несколько сотых долей процента. Редко оно превышает 0,5%. Силезские и американские руды содержат значительное количество кадмия, и эти страны являются центрами производства этого металла. По Уорингу (Waring), содержание Cd в 15 рудах Joplin в С. А. колеблется от 0,135 до 0,590%.

В одной из проб руды из той же провинции оказалось 0,71% Cd.

Руды с 2% Cd являются исключением.

Кадмий имеется также в незначительных пропорциях во многих галмеех.

В Америке Cd получается в большом количестве из пусьеры, которая собирается в багхаузах (baghouse) или других пылеуловителях на свинцовых заводах.

Некоторое количество Cd получается при пурификации цинковых растворов, предназначенных для производства литопона.

Cd извлекается из этих растворов осаждением, либо электролизом.

В Силезии пурифицируемые растворы помещаются в баках, покрытых изнутри ролным свинцом, который служит катодом. Анодами являются плиты Zn, которые подвешиваются в ванну. Под действием тока Zn растворяется. Примеси осаждаются на свинце. Электролиз прекращается, когда весь Cd осажден.

В общем, Cd можно рассматривать как побочный продукт в металлургии цинка и свинца. При восстановлении Zn углеродом CdO восстанавливается в Cd, и так как последний более летуч, чем цинк, он собирается в первых продуктах дистилляции, т. е. в пусьере, которая отлагается в аллонжах, надеваемых на конденсаторы.

Из этих полупродуктов, богатых Cd, получается большая часть кадмия.

## МЕСТА ПРОИЗВОДСТВА И ЦЕНЫ

Производство Cd сосредоточено почти полностью в Силезии и С. А. С. Ш.

В Силезии ежегодная добыча колебалась с 1905 по 1913 год от 24 500 кг до 42 800 кг. В 1913 году было получено 38 575 кг. В тот же период цена колебалась от 5,60 фр. до 18,50 фр. за кг. В 1918 г. добыча кадмия в Силезии была доведена до 107 000 кг. В следующем году она спустилась до 39 000 кг. В 1918 году стоимость кадмия равнялась 17,5 фр., в 1919 г. — 45 фр.

В С. А. С. Ш. добыча Cd развилась в последнее десятилетие. С 11 800 кг в 1911 г. она дошла до 94 000 в 1917 г. и спустилась до 45 300 в 1919 году. В том же году в Америке было произведено 141 000 кг CdS.

С 1914 по 1919 г. цена на кадмий колебалась от 11,4 до 16 фр. за кг.

В 1920 году фунт кадмия стоил в среднем 1,17 дол.

Из импортера С. А. С. Ш. превратились в экспортера кадмия. С 1 февраля 1918 по 3 января 1919 г. экспорт составлял 19 200 кг, из которого  $\frac{1}{3}$  была продана во Францию.

В 1921 году Америка произвела 29 500 кг Cd или на 50% больше, чем в 1920 г. Производство CdS, которое достигло 30 000 кг в 1919 году, удвоилось в 1920 г. В 1922 году было получено 59 600 кг Cd и 61 000 кг CdS.

В 1921 году цена на кадмий составляла 0,98 доллара за фунт. В этом году выявилось значительное потребление кадмия в гальванопластике.

В июле 1923 г. фунт кадмия стоил 1 дол. в Нью-Йорке и 5 шил. в Лондоне.

## ПОЛУЧЕНИЕ КАДМИЯ

Извлечение кадмия из цинковой пуссьеры. Извлечение Cd из цинковой пуссьеры производится сухим способом. Этот способ основан на том, что Cd более летуч, чем Zn. Цинковая пуссьера подвергается дестилляции в смеси с твердым горючим при высоких температурах до наиболее полного отделения кадмия от цинка.

Продукт, получаемый при дестилляции, состоит из Cd, окиси Cd, цинка и окиси Zn. При вторичной дестилляции получается чистый продажный Cd.

По данным Юрецка, эта работа в Германии производится следующим образом. Отдельно собирают Cd пуссьеру, которая образуется в течение первых 2 часов дестилляции цинка. Пуссьера содержит 3 — 8% Cd. Ее смешивают с 50% твердого горючего. Увлажненная шихта загружается в менее нагреваемые реторты цинковой печи. Дестилляция длится 22 часа.

Аллонжами служат конические приемники из листового железа длиною в 1 м. В них собирается Cd, CdO, Zn, ZnO. Полученный продукт, серо-белого цвета, содержит 75% Cd. Он должен быть мягким на ощупь. Если он чересчур твердый, это означает, что в нем содержится много цинка; иными словами, процесс шел чересчур горячо. Остатки из реторт поступают обратно в цинковые печи. Продукт, богатый Cd, смешивается с 40% древесного угля.

Увлажненная шихта загружается в чугунную реторту таким образом, что передняя часть ее остается пустой, для собирания кадмия.

Реторта нагревается в отражательной печи. Реторту снабжают аллонжей, отверстие которой должно быть все время свободным.

Cd, который собирается в передней части реторт, должен выгребаться каждые 4 часа.



Спустя несколько часов снимают аллонжу, содержащее ее загружается в переднюю часть реторты и аллонжа снова ставится на место. Через полчаса выгребают Cd из реторты. Утром следующего дня повторяют те же операции.

Весь собранный Cd переплавляется под слоем сала в чугунном ковше. Его разливают в штыки. Изложница имеет 24 канала в 225 мм длиною и 7 мм в диаметре. Хорошего качества металл имеет блестящий кристаллический излом. При сгибании Cd издает, подобно олову, характерный звук.

Если излом крупно кристаллический, качество Cd ниже. Его тогда подвергают вторичной дестилляции.

Переработка пыли свинцовых заводов. В. С. А. С. Ш. пыль свинцовых заводов подвергается обжигу, чтобы перевести Cd в  $\text{CdO}$ . Затем его обрабатывают  $\text{H}_2\text{SO}_4$ .

Сперва электролизом осаждают из раствора Cu и Bi, затем осаждается кадмий. Неплотный осадок переплавляется под слоем расплавленной каустической соды, которая увлекает As и Fe.

Cd отливается в аноды, которые подвергаются электролизу.

Электролитом служит сернокислый раствор кадмия.

Электроосаждение кадмия. Пыль медноплавильных заводов также содержит Cd, иногда в столь значительном количестве, что извлечение этого металла делается рентабельным. Способ извлечения Cd состоит в растворении его и части сопровождающих Cd металлов в серной кислоте и пурификации раствора Cd с помощью соответствующих реактивов.

Электролиз раствора кадмия показал, что часто нет возможности получить достаточно компактный и плотный осадок.

На заводе Маммот (Mammoth) в Калифорнии разрешили этот вопрос применением вращающихся алюминиевых катодов. Вращение катодов препятствует выделяющимся пузырькам водорода осаждаться и разделять металлы.

Катоды в количестве 9 штук на ванну имеют 1,2 м в диаметре и вращаются со скоростью 1,5 оборота в минуту. Они прикреплены на общей оси, на одном из концов которой имеются щетки, скользящие по медному неподвижному диску-коллектору тока. Аноды полуциркулярной формы целиком погружены в электролит. Они прикреплены к медной шине, подводящей ток.

Работая с током в 153 А на  $\text{м}^2$  поверхности катода и при напряжении в 4 В, получают с одной ванны в 24 час. около 51 кг кадмия при 85% использовании тока. Расход электроэнергии составляет 2 квч/кг.

Кадмий, снятый с катодов, сначала переплавляется под слоем жира. Отлитый в чушки, он вторично переплавляется под слоем каустической соды. Затем Cd отливают в штыки.

Этот способ работы имеет известные преимущества, так как окисление металла доводится при этом до минимума.

**БЕРЛИНГ Н. И.**

## **ЦВЕТНЫЕ МЕТАЛЛЫ, ИХ НАСТОЯЩЕЕ И ПРОШЛОЕ (с 87 рис.)**

**Стр. 76. Ц. 70 к.**

### **СОДЕРЖАНИЕ:**

Условия образования руд цветных металлов в земной коре. Способы их разведки, добычи и переработки. Применение цветных металлов. История развития мировой добычи цветных и благородных металлов. Особенно подробно рассмотрены динамика цен и другие статистико-экономические моменты, характеризующие удельный вес промышленности цветных металлов в современном мировом хозяйстве.

**ГУЛИН Б. С. и ХАРИТОНЕНКОВ Н. С.**

## **СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛОПРОМЫШЛЕННОСТИ С. - А. СОЕДИНЕННЫХ ШТАТОВ**

**(с 102 рис.)**

**Стр. 216. Ц. 1 р. 80 к.**

Описание ряда рудников, обогатительных фабрик и заводов: медеплавильных, свинцовых, цинковых, ртутного, медьэлектролитных и по обработке цветных металлов, осмотренных и изученных авторами во время пребывания их в командировке в Америке. Для сравнения описан лучший германский завод по цветной металлообработке. Приведены выводы и конкретные предложения.

---

**ПОКУПАЙТЕ КНИГИ В МАГАЗИНАХ И ОТДЕЛЕНИЯХ КНИГОЦЕНТРА**



ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА НА

# ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

107-й год издания

ЕЖЕМЕСЯЧНЫЙ ОРГАН ВСЕСОЮЗНОГО ГОРНОГО НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО ОБЩЕСТВА

## ОТДЕЛЫ ЖУРНАЛА:

УГОЛЬ. НЕФТЬ. РУДА. ВОЛОТО И ПЛАТИНА. ЦВЕТНЫЕ МЕТАЛЛЫ. ГЕОЛОГИЯ. СИСТЕМЫ РАБОТ. НЕРУДНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ. ГОРНО-СПАСАТЕЛЬНОЕ ДЕЛО. ВЫПОЛНЕНИЕ ПРОШФИНПЛАНА. СОЦОРЕОБРАЗОВАНИЕ. ЖЕЛ. ДН. БИБЛИОГРАФИЯ.

## В ЖУРНАЛЕ ОСВЕЩАЮТСЯ:

1. Вопросы перспективного развития горной промышленности.
2. Организация новых производств.
3. Горнопромышленная разведка.
4. Рационализация и реконструкция предприятий.
5. Проектирование нового капитального строительства.
6. Наука и техника горного дела в СССР и за границей.
7. Горные работы, механизация горного дела — подземная и на поверхности.
8. Выводчатые вещества и взрывные работы.
9. Надшахтные сооружения и другие сооружения технического назначения.
10. Горное машиностроение.
11. Охрана недр и техника безопасности.
12. Горно-техническое образование, подготовка квалифицированной рабочей силы.
13. Научно-исследовательские институты и лаборатории.
14. Горное законодательство и внутризаводской транспорт.
15. Обзоры.
16. Хроника иностранная и русская (освещение съездов, конференций, совещаний).
17. Деятельность союза горнорабочих СССР и его инженерно-технической секции.
18. Социалистическое соревнование в горном деле.
19. Введение семичасового рабочего дня в горном деле.
20. Производственные совещания и временные контрольные комиссии в горном деле.
21. Изобретения и патенты.
22. Рефераты.
23. Библиография.

## ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:

На 12 м. — 30 р. —  
На 6 м. — 15 р. —  
На 3 м. — 7 р. 50 к.

## ПО КОЛЛЕКТИВНОЙ ПОДПИСКЕ:

На 12 м. — 15 р. —  
На 6 м. — 7 р. 50 к.  
На 3 м. — 3 р. 75 к.

ПОДПИСКУ НАПРАВЛЯТЬ Периодотделу Книгоцентра Лен. Гос. Ун-та, Ленинград, пр. 25-го Октября, 28, или Москва, Ильинка, 10. Кроме того подписка принимается: во всех отделениях, библиотеках, филиалах и киосках Книгоцентра, уполномоченных и снабженных соответствующими удостоверениями, и всеми почтово-телеграфными учреждениями.